

Министерство образования Российской Федерации
Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В.Плеханова
(технический университет)

А.И.АРСЕНТЬЕВ

ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРОВ

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
2002

УДК 622.271.3
ББК 33.32
А852

На основе законов развития рабочей зоны карьеров и горно-геометрического моделирования описаны способы определения производительности карьеров по горной массе, руде, вскрышным породам для двух вариантов отработки карьера: сразу в конечных контурах и поэтапной. Рассмотрена динамика основных показателей и параметров карьера.

Монография предназначена для студентов старших курсов и преподавателей горных вузов, а также для горных инженеров-исследователей, проектировщиков и производственников.

Научный редактор доц. *С.И.Фомин*

Арсентьев А.И.

А852. Производительность карьеров / *А.И.Арсентьев*. Санкт-Петербургский горный ин-т. СПб, 2002. 85 с.
ISBN 5-94211-041-7.

УДК 622.271.3
ББК 33.32

© А.И.Арсентьев

ISBN 5-94211-041-7

© Санкт-Петербургский горный институт им. Г.В.Плеханова, 2002 г.



– Кого можно считать умным?

– Того, кто стремится лишь
к достижимой цели!

Абуль-Фарадж Бар Эрбей

ВВЕДЕНИЕ



В последние годы на многих карьерах России создалась тревожная обстановка, связанная с невыполнением проектных решений, нарушением правил эксплуатации и законов формирования рабочей зоны карьера. Это объясняется как и объективными экономическими условиями, так и недостаточно грамотным руководством горными работами.

Характерная особенность работы горного инженера связана с необходимостью принимать решения в условиях неопределенности большинства важных исходных данных. Именно поэтому горное дело многие годы считалось искусством.

Трудами многих ученых горное дело из искусства превращается в горную науку, в которой технология и организация работ по добыче полезных ископаемых обосновываются развивающимися непрерывно научными теориями. А всякая научная теория, в том числе теория открытых горных работ в карьерах, представляет собой систему законов, где закон – последнее завершающее звено в становлении научной идеи.



Александр Иванович
Арсентьев
(рожд. 1918)

На основании законов развития горных работ в карьерах имеется возможность надежно обосновать параметры и показатели рабочей зоны, которые обеспечивают заданную интенсивность развития горных работ. А неопределенность исходных данных преодолевается использованием математической статистики и теории вероятностей.

В монографии дан анализ способов определения параметров и показателей горных работ для обеспечения заданной интенсивности отработки карьера, т.е. заданной его производительности. Автор не рассматривает проблему поиска оптимальных решений, а дает набор методов («инструментов»), позволяющих реализовать принятые решения и вычислить параметры и показатели, отвечающие этим целям. Приводимые числовые примеры служат только практической иллюстрацией к излагаемым методам и не предназначены служить справочным материалом.

Материалы книги основаны на результатах исследований автора в период 1997-2001 гг.



Наука – капитан,
а практика – солдаты.

Леонардо да Винчи

Глава 1. ЗАКОНЫ ФОРМИРОВАНИЯ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ КАРЬЕРА

1.1. Общие соображения



Для того, чтобы грамотно и эффективно руководить горными работами, обеспечивать необходимую производительность в очень сложной системе, какой является карьер, следует не только хорошо знать правила и законы развития горных работ, но и неукоснительно их выполнять. Только это обеспечивает успешную реализацию принятых решений.

К великому сожалению, по проблеме законов горной науки нет еще единого мнения. Первым, кто начал открывать законы в горном деле, был И.А.Кузнецов. Он это делал в 30-е гг. XX в., опираясь на философские труды Ф.Энгельса. После его смерти эти работы были забыты. В 50-80-е гг. господствовала точка зрения академика В.В.Ржевского и многих других инженеров и исследователей о наличии в горной науке различных правил и об отсутствии научных законов. Это, кстати, отвечало интересам многих руководителей: правила «в порядке исключения» легко нарушать.



Иван Архипович
Кузнецов
(1899-1938)

В конце 70-х гг. я начал борьбу за признание законов горной науки. В статьях и монографиях обосновал и описал научные законы, доказывая абсурдность мнения об отсутствии в горной науке законов. В 1986 г. удалось издать учебное пособие о законах формирования рабочей зоны карьеров [4]. Я исходил из определения понятия закон в БСЭ, уточненного мною: **закон – необходимое, существенное, устойчивое, повторяющееся отношение между количественными характеристиками элементов, явлений, процессов, вещей.**

Закон должен обладать общностью, т.е. охватывать множество объектов, и фиксировать взаимосвязь основных, самых существенных переменных. Но так как на любой процесс или явление обычно влияет множество не учтенных в законе факторов,

то наблюдаются некоторые изменения в действии закона, вызванные, как говорят, случайными отклонениями.

Применительно к рассматриваемой проблеме нам понадобятся три закона:

- закон динамичности рабочих забоев (А.И.Узатис, 1843 г., И.А.Кузнецов, 1932 г.);
- закон соразмерного развития горных работ на смежных рабочих уступах (И.А.Кузнецов, 1932 г. – частный случай; А.И.Арсентьев, 1973 г. – общее решение);
- закон взаимосвязи скоростей понижения горных работ и подвигания рабочих уступов (А.И.Арсентьев, 1958 г.).

1.2. Закон динамичности рабочих забоев

Этот закон формулируется следующим образом: *рабочие забои, в которых производится выемка горных пород, перемещаются в пространстве со скоростью v , прямо пропорциональной производительности выемочного оборудования Q и обратно пропорциональной площади забоя S [2, 3]:*

$$v = Q / S .$$

Нас интересуют два частных случая проявления этого закона:

- скорость подвигания забоя экскаватора

$$v_3 = Q / (ha) ,$$

- скорость подвигания рабочего уступа

$$v = Q / (hL_6) \quad (1)$$

или

$$v = NQ / (hL_y) ,$$

где Q – производительность экскаватора, м³/месяц, м³/год; N – количество экскаваторов на рабочем уступе; h – высота уступа, м; a – ширина экскаваторной заходки, м; L_6 – длина экскаваторного блока, м; L_y – длина фронта работ на уступе, м.

Определим степень влияния факторов, входящих в формулу (1). Для этого примем следующие диапазоны значений аргументов: $Q = 0,2 \div 1,0$ млн м³/год (среднее 0,6 млн м³/год); $h = 10 \div 20$ м (среднее 15 м); $L_6 = 400 \div 600$ м (среднее 500 м). По средним данным

$$v = 0,6 \cdot 10^6 / (15 \cdot 500) = 80 \text{ м/год.}$$

Расчет влияния факторов Q , h и L_6 на скорость v дал следующие результаты:

Q , млн м ³ /год	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0	+100
v , м/год	26,7	53,3	80,0	106,7	133,3	
h , м	10	12,5	15	17,5	20	-84,15
v , м/год	120	96	80	68,6	60	
L_6 , м	400	450	500	550	600	-90,25
v , м/год	100	88,9	80	72,7	66,7	

Определим значение коэффициента эластичности ε , который довольно точно отражает в процентах количественное влияние отдельных аргументов на функцию [8]:

$$\varepsilon = \frac{100}{n-1} \sum_{i=1}^{n-1} \frac{\Delta y_i x_i}{\Delta x_i y_i},$$

где n – количество рассматриваемых точек; y_i и Δy_i – значение функции и ее приращение в i -й точке; x_i и Δx_i – значение аргумента и его приращение в i -й точке.

Так как Q прямо пропорциональна величине v , то $\varepsilon_Q = +100\%$. Вычислим коэффициенты эластичности для других факторов:

$$\varepsilon_h = \frac{100}{5-1} \left(-\frac{24 \cdot 10}{2,5 \cdot 120} - \frac{16 \cdot 12,5}{2,5 \cdot 96} - \frac{11,4 \cdot 15}{2,5 \cdot 80} - \frac{8,6 \cdot 17,5}{2,5 \cdot 68,6} \right) = -84,2\%,$$

$$\varepsilon_{L_6} = -90,3\%.$$

Таким образом, все три аргумента оказывают значительное влияние на скорость подвигания рабочего уступа. При использовании закона (1) необходимо определять конкретные значения аргументов. Все они являются вероятностными.

Производительность экскаваторов. Сменная производительность экскаватора

$$Q_{см} = 3600 k_n k_i T E / (t_{ц} k_p),$$

где $t_{ц}$ – продолжительность цикла, с; k_n и k_p – коэффициенты соответственно наполнения ковша и разрыхления породы в ковше; k_i – коэффициент использования времени; T – продолжительность смены, ч; E – емкость ковша экскаватора, м³.

Емкость ковша и продолжительность смены обычно известны. Все остальные параметры – величины вероятностные.

Определим степень влияния параметров на производительность экскаватора ЭКГ-8и. Примем $t_{ц} = 30 \div 50$ с (среднее 40 с), $k_p = 1,2 \div 1,6$ (среднее 1,4), $k_i = 0,5 \div 0,9$ (среднее 0,7), $T = 8$ ч, $E = 8$ м³. Тогда средняя производительность

$$Q_c = 3600 \cdot 0,8 \cdot 0,7 \cdot 8 \cdot 8 / (40 \cdot 1,4) = 2300 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

Результаты расчета влияния разных параметров на производительность экскаватора ЭКГ-8и следующие:

$t_{ц}$	30	35	40	45	50
$Q_{см}, м^3/смену$	2688	2288	2016	1792	1613
$k_{н}$	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
$Q_{см}, м^3/смену$	1512	1764	2016	2268	2520
$k_{р}$	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6
$Q_{см}, м^3/смену$	2352	2171	2016	1882	1764
$k_{и}$	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
$Q_{см}, м^3/смену$	1643	1972	2300	2629	2950

Коэффициенты эластичности соответственно $-82,8$; $-93,1$; $+100$ и $+100$ %. Таким образом, по степени влияния на производительность аргументы располагаются в порядке $k_{н}$, $k_{и}$, $k_{р}$, $t_{ц}$.

Для расчетов требуется годовая производительность экскаваторов. Нужно знать количество рабочих смен в течение года $N_{г}$. Оно зависит от многих факторов, основные из которых – уровень организации работ и климатические условия. Обычно пользуются нормативными данными, основанными на многолетних наблюдениях. Так, по нормам «Гипроцветмета» для средней полосы России и экскаватора ЭКГ-8 рекомендуется $N_{г} = 740$ смен. Тогда в нашем примере средняя годовая производительность экскаватора

$$Q_{с.г} = 2300 \cdot 740 \cdot 10^{-6} = 1,7 \text{ млн м}^3/\text{год.}$$

При разбросе данных $Q = 1643 \div 3067 \text{ м}^3/\text{смену}$ годовая производительность $Q_{г} = 1,2 \div 2,3 \text{ млн м}^3/\text{год.}$

Как показали исследования [2], распределение годовой производительности экскаваторов на скальных породах подчиняется закону бета-распределения

$$f(x, a, b) = Ax^{a-1}(1-x)^{b-1}.$$

где $A = \Gamma(a+b)/[\Gamma(a)\Gamma(b)]$.

Приняв $Q_{\min} = 1 \text{ млн м}^3/\text{год}$, а $Q_{\max} = 3 \text{ млн м}^3/\text{год}$, получим

$$x = \frac{x' - 1}{3 - 1} = \frac{x' - 1}{2}.$$

Математическое ожидание $x = (1,7 - 1)/2 = 0,35$; мода $Mo(x) = (1,4 - 1)/2 = 0,2$. Составим систему уравнений

$$\begin{aligned} 0,35 &= a/(a + b); \\ 0,20 &= (a - 1)/(a + b - 2) \end{aligned}$$

и вычислим коэффициенты:

$$\begin{aligned} 0,35a + 0,35b &= a; & a &= 0,54b; \\ 0,20 \cdot 0,54b + 2b - 0,4 &= 0,54b - 1; & b &= 2,6; & a &= 1,4. \end{aligned}$$

Функция распределения примет вид

$$f(x) = Ax^{0,4}(1 - x)^{1,6}.$$

Кривая плотности распределения показана на рис.1 (кривая 1).

Определим среднее квадратическое отклонение:

$$\sigma = \sqrt{\frac{ab}{(a + b)^2(a + b + 1)}} = \sqrt{\frac{1,4 \cdot 2,6}{4^2 \cdot 5}} = 0,2,$$

что соответствует 1,4 млн м³/год. В данном случае медиана, при принятии которой для расчетов риск составит 50 %, $Me_1 = 0,3$ (1,6 млн м³/год).

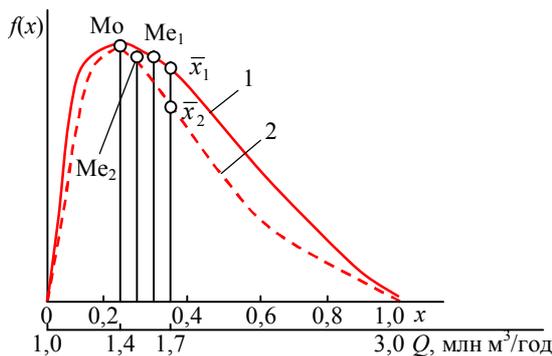


Рис.1. Бета- (1) и гамма-распределение (2) годовой производительности экскаватора ЭКГ-8и

Можно производительность экскаваторов представить в виде более простого гамма-распределения:

$$f(x) = Ax^{a-1} e^{-bx}.$$

Как известно,
 $b = \bar{x} / \sigma^2 = 0,35 / 0,0555 = 6,3$; $a = b\bar{x} = 6,3 \cdot 0,35 = 2,2$.

Следовательно,

$$f(x) = Ax^{1,2} e^{6,3x}.$$

Кривая плотности гамма-распределения (рис.1, кривая 2) довольно хорошо сходится с кривой 1, хотя медиана уменьшилась до 1,5 млн м³/год. В общем, вполне можно использовать гамма-распределение. Если ориентироваться на степень риска в 50 %, то следует принимать $Q = 1,5$ млн м³/год.

Высота уступов. Если расчеты ведутся для одного конкретного рабочего уступа, то величину h принимают по маркшейдерским данным. Если же рассматриваются все рабочие уступы карьера, то положение усложняется, так как фактические значения высоты уступов в процессе работ не постоянны. При номинальном значении, например, 15 м фактическая высота уступа меняется от 14 до 17 м.

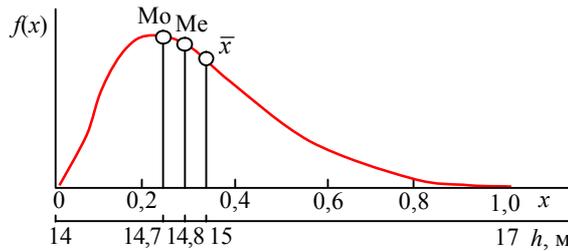


Рис.2. Гамма-распределение высоты рабочих уступов в карьере

Фактический разброс высоты уступов подчиняется закону гамма-распределения. Математическое ожидание

$$\bar{x} = (15 - 14) / (17 - 14) = 1/3 = 0,333.$$

Тогда $\sigma^2 = 0,0324$; $\sigma = 0,18$; $b = \bar{x} / \sigma^2 = 0,033 / 0,0324 = 10$; $a = 10 \cdot 0,333 = 3,3$.

Окончательно

$$f(x) = Ax^{2,3} e^{-10x}.$$

Плотность распределения показана на рис.2. Мода $Mo = 0,23$ (14,7 м), медиана $Me = 0,28$ (14,8 м). Целесообразно при номинальном значении 15 м и степени риска $R = 50\%$ принимать $h = 14,8$ м.

Длина экскаваторных блоков. Нормы технологического проектирования обычно содержат рекомендуемые значения этого

параметра. Так, «Гипроруда» рекомендует для экскаватора ЭКГ-8и при железнодорожном транспорте и работе на скальных породах $L_{б.ж} \geq 500$ м, при автотранспорте $L_{б.а} \geq 400$ м. На самом деле фактические величины $L_{б}$ колеблются в широких пределах в зависимости от количества экскаваторов на уступах и требуемой интенсивности горных работ.

Если взять данные примера и принять рекомендуемую $L_{б} = 400$ м, то по формуле (1)

$$v = 1,5 \cdot 10^6 / (14,8 \cdot 400) = 258,6 \text{ м/год.}$$

1.3. Закон соразмерного развития горных работ на смежных рабочих уступах

Предложена следующая формулировка [2, 4]: *скорость подвигания рабочего уступа v_i должна быть больше или равна скорости подвигания нижележащего рабочего уступа v_{i+1} за вычетом частного от деления избытка ширины рабочей площадки $(B_i - B_{oi})$ на заданный период времени t :*

$$v_i \geq v_{i+1} - (B_i - B_{oi}) / t . \quad (2)$$

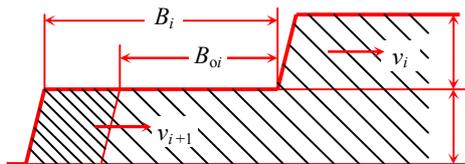


Рис.3. Схема к закону (2)

Этот закон определяет в соответствии с горной технологией правильное движение всех рабочих уступов в рабочей зоне карьера. Идея закона – обязательное сохранение допустимой (или расчетной) ширины рабочих

площадок B_{oi} в процессе производства горных работ (рис.3).

Ширина рабочих площадок. В процессе проектирования обычно пользуются данными проектных институтов. В табл.1 представлены расчетные (не минимальные!) значения ширины рабочих площадок при работе на скальных породах, рекомендуемые институтом «Гипроруда».

Ширина рабочих площадок B_i , м

Экскаватор	Ширина буровой заходки	Высота уступов h , м		
		12	15	20
ЭКГ-4,6	7	55/40	–	–
	8	59/44	67/54	–
ЭКГ-8и	8	–	60/40	70/50

Примечания. 1. В числителе и знаменателе – для железнодорожного и автотранспорта соответственно.

2. При двух или трех рабочих экскаваторах на уступе к табличным данным следует добавлять ширину одной или двух буровых заходок.

3. При бурении наклонных скважин указанная ширина площадок может быть уменьшена на 4-5 м. О минимально допустимой ширине рабочих площадок в нормах ничего не сказано. В практике карьеров эта ширина обычно на 8-10 м меньше расчетной.

Исследования, проведенные в Ленинградском горном институте, показали, что на Ковдорском и Оленегорском карьерах ширина рабочих площадок описывается законами бета- либо гамма-распределения [3]. По фактическим данным разброс составил 20-120 м. Тогда математическое ожидание $M_0 = 0,4$ (60 м), среднее квадратическое отклонение $\sigma = 0,2$ (12 м). Соответственно $b = x / \sigma^2 = 0,40 / 0,04 = 10$; $a = bx = 10 \cdot 0,4 = 4$; мода $M_0 = (a-1) / b = (4-1) / 10 = 0,3$ (50 м), медиана $M_e = 0,35$ (55 м). Окончательно

$$f(x) = Ax^3 e^{-10x}. \quad (3)$$

Кривая плотности гамма-распределения показана на **рис.4**. Значит, при $R = 50\%$ можно принимать для расчетов сред-

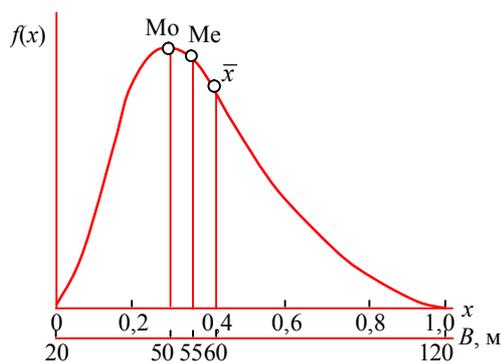


Рис.4. Гамма-распределение ширины рабочих площадок

ную ширину рабочих площадок 55 м при угле откоса рабочего борта 13° .

Варианты применения закона (3). Рассматриваемый закон очень важен для обоснования расстановки экскаваторов на уступах и обеспечения заданной интенсивности подвигания уступов. Например, если высота смежных уступов h_1 и h_2 , длина фронтов этих уступов L_1 и L_2 , количество экскаваторов N_1 и N_2 , то при $B_1 = B_{o1}$ должно соблюдаться условие

$$\frac{N_1 Q_1}{h_1 L_1} \geq \frac{N_2 Q_2}{h_2 L_2}. \quad (4)$$

Если, например, $N_1 = 3$; $Q_1 = Q_2 = 0,6$ млн $\text{м}^3/\text{год}$; $h_1 = 18$ м; $h_2 = 15$ м; $L_1 = 0,95$ км; $L_2 = 0,9$ км, то потребное количество экскаваторов на втором уступе по формуле (4)

$$N_2 \leq 15 \cdot 0,9 \cdot 3 / (18 \cdot 0,95) = 2,4.$$

Если же $B_1 - B_{o1} = 30$ м и в течение $t = 1,5$ лет необходимо выйти на ширину $B_1 = B_{o1}$, то скорость подвигания уступов 1 и 2 по формулам (1) и (2) соответственно

$$v_1 = 3 \cdot 0,6 \cdot 10^6 / (18 \cdot 950) = 105,3 \text{ м/год}$$

и

$$v_2 \leq 105,3 + 30 \cdot 1 / 1,5 = 125,3 \text{ м/год}.$$

По формуле (1)

$$N_2 \leq v_2 h_2 L_2 / Q_2 = 125,3 \cdot 18 \cdot 900 / 0,6 \cdot 10^6 = 3,4.$$

Чтобы компенсировать в течение 1,5 лет избыток ширины (30 м) рабочей площадки первого уступа необходимо добавить $3,4 - 2,4 = 1$ экскаватор.

Или другой пример. Пусть на первом уступе необходимо на 2 месяца (0,167 года) остановить работу одного из трех экскаваторов. Какой резерв ширины рабочей площадки ΔB_1 должен быть создан, чтобы не останавливать работу на уступе 2, где работают 2,4 экскаватора?

Скорость подвигания первого уступа

$$v_1 = 2 \cdot 0,6 \cdot 10^6 / (18 \cdot 950) = 70,2 \text{ м/год.}$$

В этом случае скорость подвигания второго уступа

$$v_2 = 2,4 \cdot 0,6 \cdot 10^6 / (15 \cdot 900) = 106,7 \text{ м/год.}$$

На основе закона (3)

$$\Delta B_1 \geq (v_2 - v_1)t = (106,7 - 70,2)0,167 = 6,1 \text{ м.}$$

Если на первом уступе нужно остановить все три экскаватора на 2 месяца, то на нем необходимо создать резерв ширины площадки

$$\Delta B_1 \geq (106,7 - 0)0,167 = 18 \text{ м.}$$

1.4. Закон взаимосвязи скоростей понижения горных работ и подвигания рабочих уступов

Сформулируем закон следующим образом. *Вертикальная скорость понижения горных работ h_i прямо пропорциональна горизонтальной скорости подвигания рабочих уступов v и обратно пропорциональна алгебраической сумме котангенсов углов откоса рабочего борта φ и угла направления углубки карьера β [1-4]:*

$$h_i = v / (\text{ctg } \varphi \pm \text{ctg } \beta) . \quad (5)$$

Если дно карьера в начале года находится в точке O_1 (рис.5), а в начале следующего года в точке O_2 , то истинная скорость углубки дна карьера соответствует линии O_1O_2 . Но в практике замеров фиксируются высотные отметки точек O_1 и O_2 и определяется скорость понижения (по вертикали) дна h_i , а угол направления углубки устанавливается по поперечному разрезу.

Для примеров учтем, что при $h = 15$ м, $\alpha = 75^\circ$ и $\text{ctg } \alpha = 0,27$

$$\text{ctg } \varphi = (B_i + 4) / 15 . \quad (6)$$

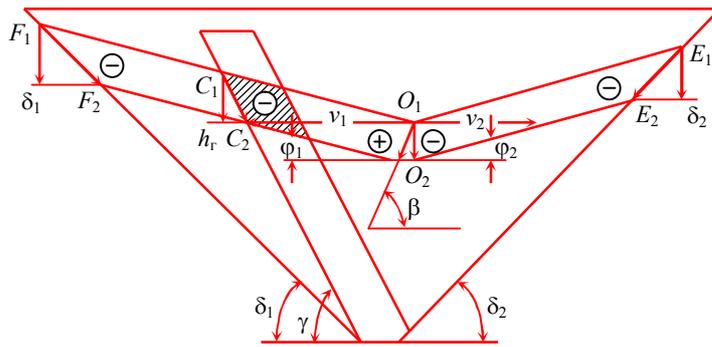


Рис.5. Схема взаимосвязи скоростей при направлении углубки O_1O_2 под углом β

Указанный закон может быть представлен в более чем десяти формулах [8]. Например, с учетом формулы (1) скорость понижения горных работ

$$h_i = Q / [hL_6(\text{ctg } \varphi \pm \text{ctg } \beta)].$$

Установим на основе формул (5) и (6) степень влияния на возможную скорость понижения горных работ таких параметров, как ширина рабочих площадок (угол откоса рабочего борта) и направление углубки. Примем $v = 90$ м/год, $B = 38 \div 168$ м (среднее 103 м), что соответствует $\varphi = 5 \div 20^\circ$ (среднее 8°). Расчет влияния параметров B, φ и β на скорость углубки h_r дал следующие результаты:

B	38,0	70,5	103,0	135,5	168,0
φ	20	12	8	6	5
h_r	25,1	16,2	11,3	8,7	7,3
β	30	40	50	60	70
h_r	10,2	10,8	11,3	11,7	12,0

Коэффициенты эластичности $\varepsilon_{B, \varphi} = -65,8 \%$, $\varepsilon_{\beta} = +17,2 \%$.

Из расчетов видно, что согласно формуле (5), наряду с показателем v ($\varepsilon_v = +100 \%$), наибольшее влияние на возможную ско-

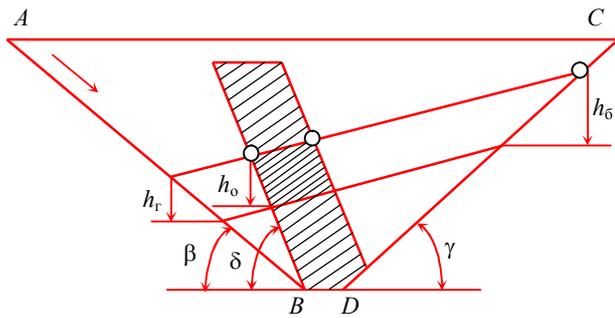


Рис.6. Скорости формирования рабочей зоны при углубке по направлению AB

рость углубки оказывает ширина рабочих площадок и, соответственно, угол откоса рабочего борта.

В карьере нас интересуют обычно три скорости (рис.6):

- скорость углубки карьера h_r ;
- скорость понижения добычных работ h_o ;
- скорость формирования нерабочих бортов карьера $h_б$.

Скорость углубки карьера. Углубка карьера осуществляется в процессе вскрытия и подготовки новых рабочих горизонтов (рис.7, а) посредством специальной организации работ.

На основе закона (5) фиксируется верхний предел скорости понижения дна карьера в поперечном вертикальном сечении карьерного поля (см. рис.6 и 7, б):

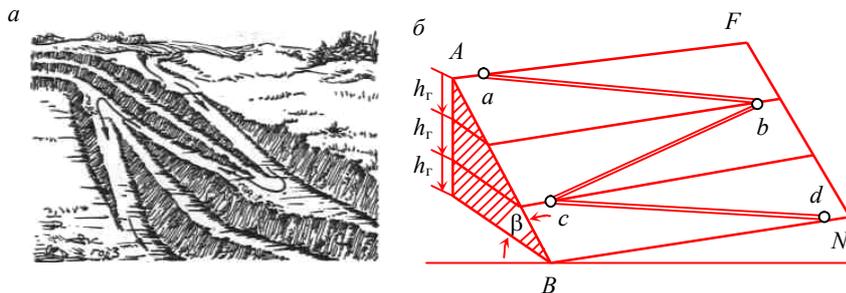


Рис.7. Вскрытие тупиковыми съездами: а – вид карьера; б – расчетная схема вскрытия

$$h_r \leq v / (\text{ctg } \varphi \pm \text{ctg } \beta), \quad (7)$$

где v – средняя горизонтальная скорость подвигания всего рабочего борта, м/год; φ – средний угол откоса рабочего борта карьера.

Знак « \leq » показывает, что процесс углубки карьера зависит от решения руководства: его можно отложить, ускорить, замедлить. Но нельзя превысить значение скорости, полученное из формулы (7).

Реализация работ по углубке осуществляется в процессе специальной организации

организации горных работ. Типичные схемы этой организации показаны на графиках $L = f(T)$ на рис. 8. Здесь наклонными линиями обозначена проходка въездных и разрезных траншей, а прямоугольниками – работы по расширению разрезных траншей и созданию рабочих площадок расчетной ширины B_{oi} . Подробно использование графиков организации работ в конкретных условиях описано в работах [1, 3, 9].

Если принять Q , h и L_0 постоянными, то возможную скорость углубки карьера можно определить

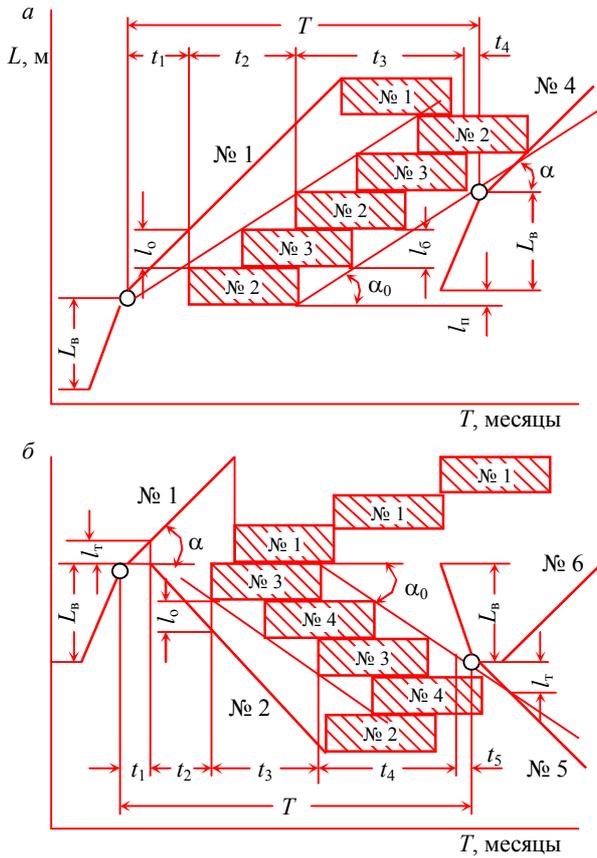


Рис. 8. Обобщенный график $L=f(T)$ при вскрытии поступательными (а) и тупиковыми (б) съездами

по аналитической формуле [3, 9], в которой выделены шрифтом элементы закона (5):

$$h_T \leq Q / \{ h L_6 (\text{ctg} \varphi_1 + \text{ctg} \beta) + c^{-1} (L_6 + L_B + l_0 + l_T) (b + h \text{ctg} \alpha) \},$$

где Q – производительность экскаватора, м³/год; h – высота уступов, м; L_6 – длина экскаваторных блоков, м; φ_1 – угол откоса рабочего борта по двум нижним уступам, градусы; β – угол направления углубки карьера, градусы; c – коэффициент снижения производительности экскаватора при проходке траншей; L_B – длина въездной траншеи, м; l_0 – допустимое расстояние между экскаватором, проходящим разрезную траншею, и экскаватором, расширяющим ее, м; l_T – ширина площадки примыкания въездных траншей, м; b – ширина дна разрезной траншеи, м; α – угол откоса рабочего уступа, градусы.

Скорость понижения добычных работ. Эта скорость фиксируется в рабочей зоне интервалом между моментами выхода (см. рис.5) или подхода (см. рис.6) рабочих уступов к контакту рудного тела:

$$h_0 = v / (\text{ctg} \varphi \pm \text{ctg} \gamma),$$

где γ – угол падения рудной залежи.

Эта скорость определяет интенсивность работ – производительность по полезному ископаемому. Полезно сопоставить скорость h_0 со скоростью углубки карьера h_T :

$$h_0 = h_T \frac{\text{ctg} \varphi \pm \text{ctg} \beta}{\text{ctg} \varphi \pm \text{ctg} \gamma}.$$

Скорость формирования нерабочих бортов карьера. В процессе горных работ через определенное время рабочие уступы подходят к границам карьера, и тогда начинается формирование нерабочего борта (см. рис.5 и 6) со скоростью

$$h_6 = v / (\text{ctg} \varphi - \text{ctg} \delta),$$

где δ – угол погашения нерабочего борта.

Эту скорость необходимо знать для организации наблюдения и работ по обеспечению устойчивости борта.

Ширина рабочих площадок карьера (угол откоса рабочего борта). При расчете скорости углубки карьера всегда следует помнить,

что в числителе формулы (5) стоит средняя горизонтальная скорость подвигания всей рабочей зоны карьера, а не отдельных уступов.

Ранее мы указывали, что при расчете по закону гамма-распределения [см. формулу (3)] с $R = 50\%$ можно ориентироваться на медиану. При использовании закона (5) такой подход ошибочен. Дело в том, что фактические значения ширины рабочих площадок, а значит, и угла откоса рабочего борта не стабильны (см. рис.4). Ясно, что чем больше диапазон их изменений, тем труднее поддерживать заданную скорость подвигания всего рабочего борта, а значит, и необходимую интенсивность углубки карьера. Эта проблема заслуживает дополнительного исследования. Следовательно, необходимо правильно выбрать расчетную величину ширины рабочих площадок B_p . Чем больше величина среднего квадратического отклонения, тем ниже возможная скорость углубки.

В первом приближении примем, что

$$B_p = Me + \sigma, \quad (8)$$

$$\varphi_p = \arctg(B_p + h \operatorname{ctg} \alpha) / h,$$

где Me – медиана кривой плотности распределения ширины рабочих площадок, м; σ – среднее квадратическое отклонение, м; α – угол откоса рабочего уступа.

На основе фактических данных (см. рис.4) мы изменили интервалы для параметров и для диапазонов 20-120; 30-90; 30-60 м определили по формулам расчетные величины B_p и φ_p (табл.2).

Таблица 2

Параметры гамма-распределения

Параметр	Интервал, м		
	20-120	30-90	30-60
\bar{X} , м	60	57	44,5
\bar{x} , м	0,40	0,45	0,48
Mo , м	53,0	54,0	43,5
Mo	0,30	0,40	0,45
Me , м	55	55	44
Me	0,35	0,42	0,47

Параметр	Интервал, м		
	20-120	30-90	30-60
σ , м	12	9	5
σ	0,20	0,15	0,11
a	4	9	16
b	10	20	33
B_p , м	67	64	50
φ	12,0	13,0	15,5
R , %	30	25	20
h_r , м/год	16,1	16,8	20,3
h_r , %	100	104	124

Полученные результаты убедительно показывают настоятельную необходимость максимального снижения разброса ширины рабочих площадок относительно расчетной величины в процессе горных работ. При уменьшении σ с 12 до 5 м, т.е. с 0,2 до 0,11, возможная скорость углубки может возрасти на 24 %, а риск невыполнения принятого решения снизится с 30 до 20 %.

Направление углубки карьера. Для любого карьерного пространства существует множество возможных направлений развития горных работ, каждое из которых предопределяет параметры и показатели производства. Решению этой проблемы посвящено достаточно много работ [1, 2, 5, 8].

Прежде всего, необходимо выбрать критерий оценки эффективности выбранного направления. Общим критерием является максимум приведенной во времени суммарной прибыли от разработки месторождения. Но этот критерий очень сложен, трудоемок и редко используется при проектировании. Проще использовать критерий минимума отношения нарастающих во времени затрат к ценности получаемой продукции:

$$S_t = \sum_1^t Z_i / \sum_1^t Ц_i \rightarrow \min . \quad (9)$$

Затраты на разработку месторождения в критерии (9) прямо пропорциональны объемам добываемой горной массы. На этой основе можно использовать более простой критерий – минимум отношения нарастающего объема горной массы к ценности получаемой продукции:

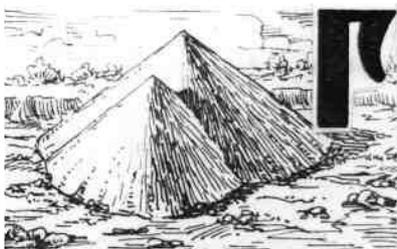


Хорошая теория сложных систем должна представлять лишь хорошую «карикатуру» на эти системы, утрирующую те свойства их, которые являются наиболее типическими, и умышленно игнорирующую все остальные – несущественные свойства.

Я.И. Френкель

Глава 2. ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ

2.1. Общие замечания



Горные работы – непрерывно развивающаяся система. По мере выемки горных пород рабочие уступы перемещаются в горизонтальном направлении, дно карьера расширяется, освобождая место для проходки въездных траншей, вскрываются и подготавливаются

новые горизонты. При этом рабочие площадки должны иметь ширину не менее минимально допустимой.

В процессе проектирования был разработан метод изображения положения рабочих уступов в рабочей зоне карьера в отдельные моменты работы. Развитие этого метода в 50-е гг. XX в. [1] позволило анализировать характер взаимодействия рабочих уступов, определять их количество, объемы вынимаемых пород, направление развития фронта работ. Включение фактора времени дало возможность выявлять динамику показателей и параметров горных работ. Так был разработан метод горно-геометрического моделирования [1, 3, 5].

При изображении положения рабочего борта можно не вычерчивать на разрезах положение каждого рабочего уступа, а изображать откос рабочего борта. Это упростит расчеты при сохранении достаточной точности.

2.2. Рациональное направление углубки карьера (графоаналитический метод)

Критерий (11) можно представить в еще более простой форме:

$$n_{\text{срт}} = \sum_1^t Q_i / \sum_1^t P_i \rightarrow \min . \quad (12)$$

Здесь две взаимосвязанные величины – нарастающий объем горной массы, выдаваемой из карьера, и нарастающий объем руды. Обе эти величины по мере углубки карьера изменяются.

Идея графоаналитического метода заключается в том, что если объем руды будет постоянным на определенной глубине (а это можно сделать), минимизировать придется только объем горной массы.

В трехмерном пространстве карьерного поля можно мысленно (и конкретно геометрически) представить по глубине ряд поверхностей с такими свойствами: если в любую точку такой поверхности в результате горных работ опустится дно карьера, то будет добыто постоянное (заданное) количество руды. Назовем эту поверхность – изоповерхностью определенного объема руды.

При перемещении дна карьера по изоповерхности можно найти точку минимума объема горной массы в контурах рабочей зоны на данной глубине. Имея по глубине ряд изоповерхностей, можно определить траекторию понижения дна карьера, обеспечивающую соблюдение критерия (12).

Так как обычно приходится работать с поперечными разрезами по месторождению, то нужно строить изолинии объемов (площадей) руды. При опускании на любую точку изолинии трафарета рабочей зоны в ней окажется одинаковое (заданное) количество (площадь) руды.

Рассмотрим поперечный разрез карьера, разрабатывающего крутопадающее месторождение (рис.10). Конечная глубина 255 м,

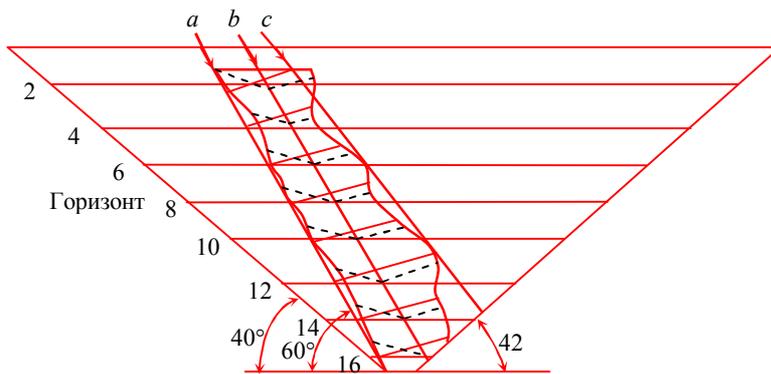


Рис.10. Схема к подсчету запасов руды по направлениям *a*, *b* и *c*

высота уступов 15 м, угол откоса рабочего борта 15° . Определим рациональное направление углубки карьера по критерию (12) – критерию минимума среднего с начала разработки коэффициента вскрыши.

Наметим варианты направлений углубки карьера *a*, *b* и *c*. По каждой из этих линий перемещаем трафарет рабочей зоны в виде точки дна с откосами рабочих бортов (сделан на прозрачной кальке). Замеряем площади, попадающие в рабочую зону руды. Полученные данные представлены в табл.3.

Таблица 3

Извлекаемые объемы руды при работе по направлениям *a*, *b* и *c* ($\varphi = 15^\circ$)

Горизонт	<i>a</i>		<i>b</i>		<i>c</i>	
	P	ΣP	P	ΣP	P	ΣP
2	0,4	0,4	0,6	0,6	0,4	0,4
4	2,0	1,4	1,8	2,4	1,4	1,8
6	1,5	3,9	1,5	3,9	1,6	3,4
8	2,0	5,9	2,0	5,9	1,8	5,2
10	2,0	7,9	2,2	8,1	2,1	7,3
12	2,1	10,0	2,3	10,4	2,3	9,6
14	2,1	12,1	2,1	12,5	2,1	11,7
16	1,9	14,0	1,7	14,2	2,5	14,2
17	0,6	14,6	0,4	14,6	0,4	14,6

На основе табл.3 строим график (рис.11). Отложив по оси абсцисс этапы углубки карьера, а по оси ординат нарастающие объемы руды по каждому из направлений, получим кривые для всех рассмотренных направлений. Теперь следует выделить интервалы объемов руды для построения изолиний руды – геометрического места точек, при опускании в которые дна карьера добывается одинаковое количество руды. В верхней части интервалы желательно брать чаще. Проведем горизонтали, соответствующие 2, 3, 5, 7 и 10 млн м³. Точки пересечения этих горизонталей с линиями графика соответствуют глубине, на которой добывается заданный объем.

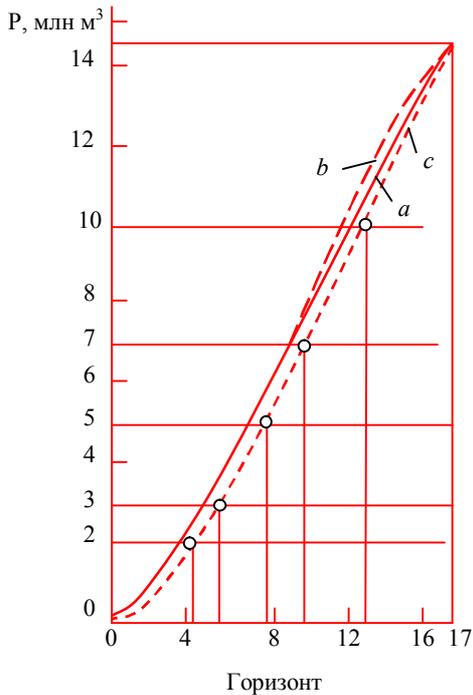


Рис.11. График $\Sigma P = f(H)$

Так, при направлении *c* объем 2 млн м³ добывается при опускании дна немного ниже горизонта 4, объем 3 млн м³ – на подходе к горизонту 5 и т.д. Эти данные переносим на поперечный разрез (рис.12), соединяем равноценные точки и получаем изолинии руды для выбранных нами вариантов объемов. Этот прием позволяет в критерии (11) принять $\Sigma P = \text{const}$ и минимизировать только объем горной массы.

Снова берем трафарет рабочей зоны, перемещаем его по каждой изолинии, замеряя объем (в данном случае площадь) горной массы, и находим точку, где этот объем минимален. Так, например, на изолинии $P = 0$ в точке *d* объем равен 6,5 млн м³, затем вправо он уменьшается; в точках *e* и *f* достигается минимум 0,8 млн м³, а потом в точке *g* увеличивается до 18,9 млн м³ (рис.13). Таким образом,

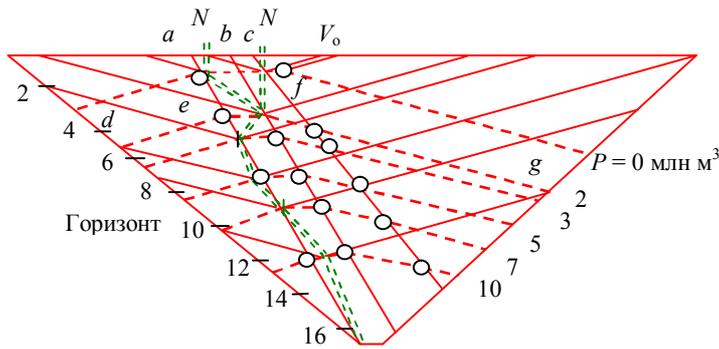


Рис.12. Изолинии и рациональное направление углубки N

отрабатываются все изолинии. Точки минимума фиксируют, затем равноценные точки соединяют и получают траекторию рационального по принятому критерию направления углубки карьера (линия N на рис.12).

Далее нужно принимать решение. Следует учитывать, что запасы и форма залежи руды являются вероятностными. Поэтому правильнее говорить не о линии углубки, а о рациональной области углубки. Нужно учитывать проблемы транспорта. Желательно не иметь много поворотов траектории и т.д.

В данном примере правильнее принять траекторию направления a (рис.14).

Если разрабатывается крутопадающее месторождение простой пластообразной формы, то можно определить положение и форму изолонии в пределах рудного тела аналитическим путем [11]. Представим рудный пласт, падающий под углом β и имеющий мощность M . Пусть на горизонте 10 в точке O линия откоса рабочего борта OA под углом φ ограничивает снизу определенный (заданный)

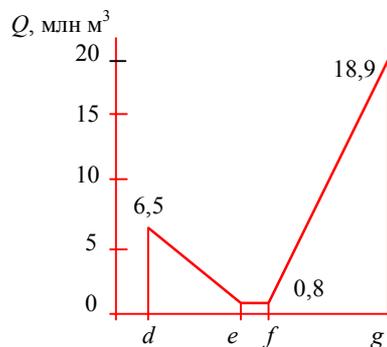


Рис.13. Изменение объемов горной массы по изолинии $P=0$

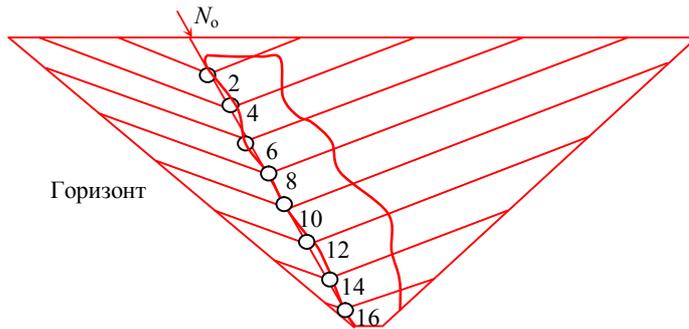


Рис.14. Моделирование развития рабочей зоны при $\varphi = 20^\circ$
2-16 – горизонты

объем (площадь) руды (рис.15, а). Необходимо построить изолинию площади руды, т.е. траекторию от точки O в направлении контура висячего блока залежи таким образом, чтобы сверху площадь руды в контурах рабочей зоны оставалась постоянной.

При положении дна карьера в точке O откос борта OA отсекает от отметки горизонта 10 площадь треугольника OAC

$$S_0 = M^2 / [2(\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta)].$$

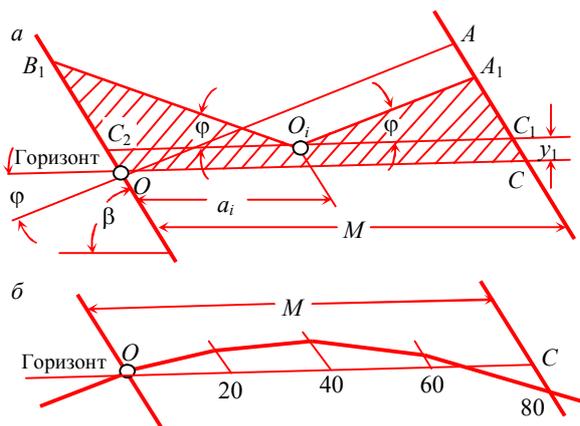


Рис.15. Построение изолинии в пределах рудного тела

Пусть точка O переместилась вправо в положение O_i . Отсекаемая от горизонта 10 площадь состоит из параллелограмма OC_2C_1C и двух треугольников $C_2B_1O_i$ и $O_iA_1C_1$. Суммарная отсекаемая площадь должна быть равна площади S_0 . Тогда

$$y_i M + \frac{a_i^2}{2(\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \beta)} + \frac{(M - a_i)^2}{2(\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta)} = \frac{M^2}{2(\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta)}.$$

Решив уравнение относительно y_i , после преобразований получим

$$y_i = \frac{a_i}{\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta} \left[1 - \frac{a_i \operatorname{ctg} \varphi}{M(\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \beta)} \right].$$

Пусть $M = 80$ м; $\beta = 60^\circ$; $\operatorname{ctg} \beta = 0,58$; $\varphi = 20^\circ$; $\operatorname{ctg} \varphi = 2,75$; $\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta = 3,33$; $\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \beta = 2,17$. Исходное уравнение имеет вид

$$y_i = \frac{a_i}{3,33} (1 - 0,016 a_i).$$

Получим следующий ряд решений (рис. 15, б):

a , м	20	40	60	80
y , м	4,1	4,4	0,9	6,4

При разработке комплексных месторождений для определения рационального направления углубки нужно пользоваться критерием (10) и на поперечных разрезах строить не изолинии руды, а изолинии ценности получаемой продукции. Схема построений аналогична описанной выше [5, 6].

Чтобы решить эту проблему в пределах всего карьерного поля, поступают следующим образом. На каждом поперечном разрезе определяют рациональное направление углубки. Затем составляют таблицу, в которой приводят минимальные значения объемов горной массы Q_{\min} по всем поперечным разрезам. На основе этих данных определяют начало горных работ в пределах карьерного поля и траекторию дна карьера в продольном сечении карьера.

Пусть в рассмотренном нами примере (см. рис. 12) в карьере по простиранию имеется семь поперечных разрезов и для них определены рациональные направления углубки (табл. 4).

Таблица 4

Минимальные объемы горной массы на изолиниях руды, млн м³

Изолиния руды	Поперечный разрез						
	1	2	3	4	5	6	7
0	0,9	1,2	0,9	0,7	0,8	1,0	1,1
2	9,0	8,9	9,0	8,5	8,0	9,0	9,2
3	16,3	15,9	17,1	16,1	15,3	15,8	16,0
5	36,0	35,2	35,3	34,9	34,6	34,8	35,1
7	50,0	50,3	50,1	48,1	48,6	49,2	50,3
10	67,3	69,1	67,0	66,5	66,5	66,3	66,6

Из табл.4 видно, что рациональна следующая траектория дна в продольном сечении карьера (выделено шрифтом в табл.4): начинать вскрытие нужно в районе разреза 4, затем, по мере углубки, надо приближаться к разрезу 5 и, двигаясь по рациональной траектории, добывать 2-5 млн м³ руды. Затем можно переходить к разрезу 4 и добывать оставшиеся объемы руды. При окончательном решении, разумеется, должны быть учтены многие другие факторы.

При проектировании карьера нужно решать не плоскую, а объемную задачу. В этом случае необходимо пользоваться погоризонтными планами, выполненными на прозрачной кальке. На эти планы наносят линии фронтов работ, обеспечивающие возможность вскрытия и подготовки нижних горизонтов. Сначала определяют интервал между нижними бровками смежных уступов (рис.16):

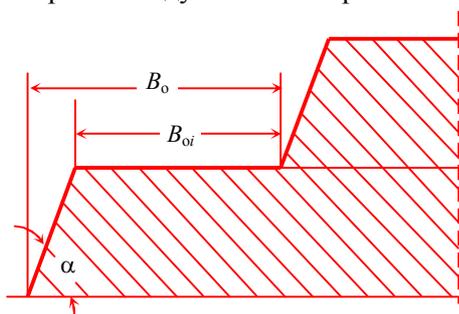


Рис.16. Часть рабочего борта

$$B_o = B_{oi} + h \operatorname{ctg} \alpha .$$

Обработку погоризонтных планов рассмотрим на примере вскрытия тупиковыми автомобильными съездами (см. рис.7, а и рис.17, а). На рис. рис.17, б представлен план горизонта 1, наложенный на план горизонта 2 (въездные и раз-

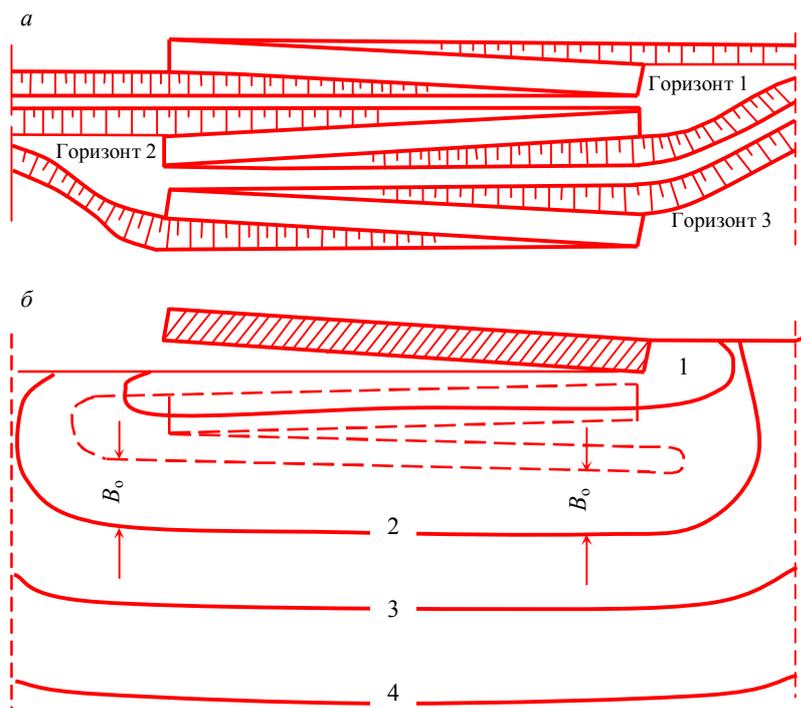


Рис. 17. План борта карьера (а) и план горизонта 1 (б)
1-4 – фронт работ

резные траншеи горизонтов 1 и 2 показаны сплошными и штриховыми линиями соответственно).

Для обеспечения возможности вскрытия и подготовки горизонта 2 на горизонте 1 после проходки въездной траншеи необходимо расширить фронт работ. Фронт работ, обеспечивающий возможность работ по вскрытию горизонта 2, фиксируется кривой 2 (рис. 17, б). Если под план горизонта 2 подложить план горизонта 3, то получим положение фронта 3 на планах горизонтов 2 и 1. Так получают и линии фронтов, обеспечивающих возможность вскрытия и подготовки всех горизонтов, начиная с самого нижнего горизонта и до первого горизонта.

С помощью планиметра (или ЭВМ) измеряют площади руды и горной массы между линиями и составляют итоговую таблицу, на основе которой затем ведут расчеты и принимают решения [1, 5].

2.3. Моделирование горных работ

Приняв направление углубки N_0 , исследуют развитие рабочей зоны карьера. Рассмотрим работы при углах откоса рабочего борта 10, 15 и 20° (см. рис.14). По всем вариантам определяют объемы горной массы, руды и породы по мере понижения дна карьера (табл.5).

Таблица 5

Извлекаемые объемы горной массы, руды и породы

Горизонт	Q	ΣQ	P	ΣP	V	ΣV
$\varphi = 10^\circ$						
2	5,0	5,0	0,5	0,5	4,5	4,5
4	10,0	15,0	1,8	2,3	8,2	12,7
6	15,7	30,7	1,6	3,9	14,1	26,8
8	14,8	45,5	2,1	6,0	12,7	39,5
10	12,8	58,3	2,1	8,1	10,7	50,2
12	9,5	67,8	2,4	10,5	7,1	57,3
14	6,5	74,3	2,1	12,6	4,4	61,7
16	3,6	77,9	1,9	14,5	1,7	63,4
17	0,9	78,8	0,9	15,4	–	63,4
$\varphi = 15^\circ$						
2	3,0	3,0	0,4	0,4	2,6	2,6
4	10,0	13,0	2,0	2,4	8,0	10,6
6	14,0	27,0	1,5	3,9	12,5	23,1
8	15,6	42,6	2,0	5,9	13,6	36,7
10	13,1	55,7	2,0	7,9	11,1	47,8
12	10,5	66,2	2,1	10,0	8,4	56,2
14	7,0	73,2	2,1	12,1	4,9	61,1
16	4,1	77,3	1,9	14,0	2,2	63,3
17	1,5	78,8	1,4	15,4	0,1	63,4

Горизонт	Q	ΣQ	P	ΣP	V	ΣV
$\varphi = 20^\circ$						
2	2,4	2,4	0,3	0,3	2,1	2,1
4	7,2	9,6	1,9	2,2	5,3	7,4
6	11,7	21,3	1,6	3,8	10,1	17,5
8	14,1	35,4	2,1	5,9	12,0	29,5
10	15,8	51,2	2,0	7,9	13,8	43,3
12	12,8	64,0	2,3	10,2	10,5	53,8
14	8,3	72,7	2,3	12,5	6,4	60,2
16	5,0	77,7	2,0	14,5	3,0	63,2
17	1,1	78,8	0,9	15,4	0,2	63,4

Полученные данные позволяют также определить изменение по мере углубки таких параметров и показателей, как количество рабочих уступов слева и справа от дна карьера $N_{л}$ и $N_{п}$, длину фронта работ L_{ϕ} при длине карьера поверху 1100 м, коэффициенты вскрыши n (табл.6).

Таблица 6

Изменение параметров и показателей работы карьера

Горизонт	$\varphi = 10^\circ$				$\varphi = 15^\circ$				$\varphi = 20^\circ$			
	$N_{л}$	$N_{п}$	L_{ϕ}	n	$N_{л}$	$N_{п}$	L_{ϕ}	n	$N_{л}$	$N_{п}$	L_{ϕ}	n
2	2	2	3,1	9,0	2	2	3,1	6,5	2	2	3,1	7,0
4	2	4	5,4	4,6	4	4	10,5	4,0	4	4	10,5	2,8
6	2	5	5,2	8,8	3	6	8,4	8,3	4	6	11,5	6,3
8	1	4	4,0	6,0	2	7	6,2	6,8	3	8	11,0	5,7
10	1	3	3,8	5,1	2	5	5,0	5,6	3	8	10,0	6,9
12	1	2	2,8	3,0	2	4	4,6	4,0	2	6	6,7	4,6
14	1	2	2,5	2,1	1	3	3,0	2,3	1	4	4,6	2,8
16	–	2	1,6	0,9	–	2	1,7	1,1	–	2	1,8	1,5
17	–	1	0,8	–	–	1	0,8	–	–	1	0,8	–

Представление полученных результатов в графической форме облегчит анализ полученных показателей и параметров. Количество рабочих уступов (рис.18) значительно увеличивается с увеличением угла откоса рабочего борта и уменьшением ширины рабочих площадок.

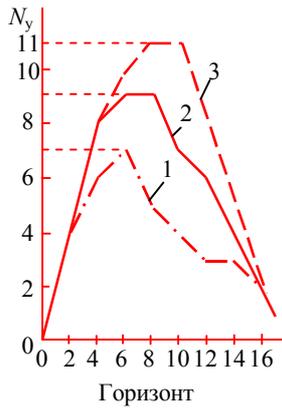


Рис.18. Изменение общего числа рабочих уступов N_y в зависимости от угла откоса φ
 1 – $\varphi = 10^\circ$; 2 – $\varphi = 15^\circ$; 3 – $\varphi = 20^\circ$

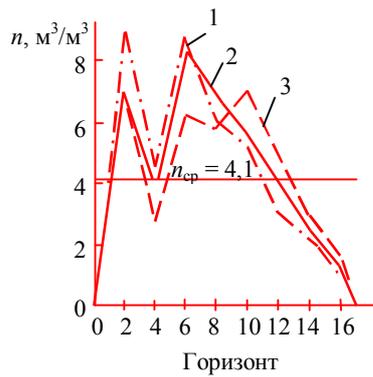


Рис.19. Изменение коэффициентов вскрыши n
 1 – $\varphi = 10^\circ$; 2 – $\varphi = 15^\circ$; 3 – $\varphi = 20^\circ$

Эти данные могут повлиять на выбор количества и типов горно-транспортного оборудования и на объем транспортных работ.

Полезно также проанализировать динамику коэффициентов вскрыши по мере углубки карьера. Рис.19 наглядно показывает, что

работа с постоянным углом откоса рабочего борта связана со значительным изменением соотношения объемов вскрышных пород и руды.

С увеличением угла откоса рабочего борта заметно увеличивается рабочий фронт (рис.20). Это нужно учитывать при принятии решений о типах горно-транспортного оборудования и содержании дорог.

Для более сложного месторождения и при желании получить более надежные данные следует использовать метод объемного горно-геометрического моделирования на погоризонтных планах, который подробно описан в работах [1, 2, 5, 6].

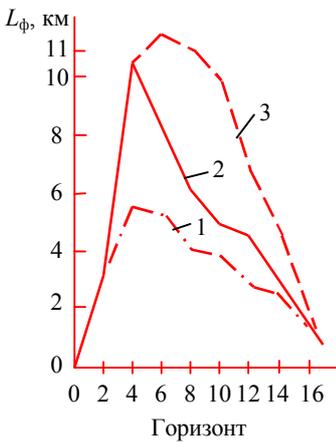


Рис.20. Изменение общей длины рабочего фронта L_φ
 1 – $\varphi = 10^\circ$; 2 – $\varphi = 15^\circ$; 3 – $\varphi = 20^\circ$



Благо везде и повсюду зависит от соблюдения двух условий: 1) правильного установления конечной цели всякого рода деятельности и 2) отыскания соответственных средств, ведущих к конечной цели.

Аристотель

Глава 3. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРА ПО РУДЕ

3.1. Общие замечания



Производительность – основной показатель работы горного предприятия, он характеризует интенсивность разработки месторождения и зависит от многих факторов. Его определение тесно связано с развитием теории проектирования, техники и совершенствования технологии горных работ.

В 1932 г. И.А.Кузнецов [13] предложил рассматривать производительность заданную, возможную и экономически целесообразную. В 1949 г. П.И.Городецкий [12] в качестве основных факторов, определяющих производительность, назвал запасы и сроки освоения месторождений, качество руды, уровень разведанности. Позднее этой проблемой занимались П.Э.Зурков, Э.К.Граудин, В.В.Ржевский, А.И.Арсентьев, Ж.В.Бунин, В.В.Квитка и др.

При расчете производительности карьеров используются методы, исходной базой которых является определение возможного количества экскаваторов и их расстановки или темпы подвигания



Павел Иванович
Городецкий
(1902-1960)

горных работ. Более перспективным нам кажется метод горно-геометрического моделирования с использованием законов развития рабочей зоны карьера.

Серьезной проблемой является необходимость стабилизации потоков горных пород из карьера. Здесь намечились два пути:

1. Стабилизируется производительность по полезному ископаемому, а при наличии многих полезных ископаемых – по основному полезному ископаемому. Затем усредняется эксплуатационный коэффициент вскрыши и определяется производительность карьера по вскрышным породам и горной массе.

2. Сначала стабилизируется производительность по горной массе, затем рассчитывается выход всех полезных ископаемых. Часть из них отправляется непосредственно заказчику, остальное складывается на рудных складах. При необходимости возможна стабилизация потоков из складов.

Рассмотрим первый вариант, оставив в стороне проблему эффективности и анализируя особенности разных вариантов работы карьера и динамику параметров и показателей рабочей зоны карьера.

3.2. Производительность карьера по руде при стабильных скорости углубки и угле откоса рабочего борта

Чтобы, имея данные, полученные в результате горно-геометрического моделирования, перейти к определению производительности карьера, нужно ввести фактор времени, т.е. интенсив-

ность выемки горных пород. Эта интенсивность может быть установлена на основе анализа графика организации работ по вскрытию и подготовке новых горизонтов, на основе аналитической формулы или данных аналогичных карьеров. Эти методы подробно изложены в работах [1-6].

Предположим, что карьер углубляется со скоростью 15 м/год при сохранении постоянных углов откоса рабочего борта. На основе данных табл.5 для $\varphi = 10^\circ$ и $\varphi = 15^\circ$ построим график динамики производительности карьера по руде по мере углубки карьера (рис.21).

Он показывает, что производительность по руде колеблется в довольно широких пределах. Еще резче изменяется производительность по вскрышным породам и горной массе (см. табл.5). Ясно, что такой вариант развития карьера является неприемлемым.



Павел Эдуардович
Зурков
(1906-1968)

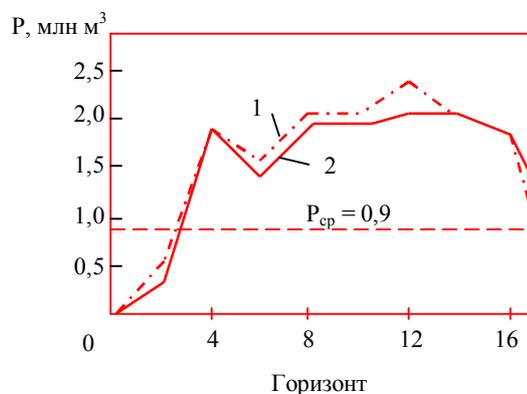


Рис.21. Изменение производительности карьера по руде
1 - $\varphi = 10^\circ$; 2 - $\varphi = 15^\circ$

3.3. Стабилизация производительности по руде

Рассмотрим эту проблему во взаимосвязи с объемами вскрышных пород и горной массы. Наметим крайние варианты развития рабочей зоны:

- при максимальном значении угла откоса рабочего борта и максимальном количестве рабочих уступов (рис.22, а);
- при минимальном значении угла откоса рабочего борта и одном рабочем уступе (рис.22, б).

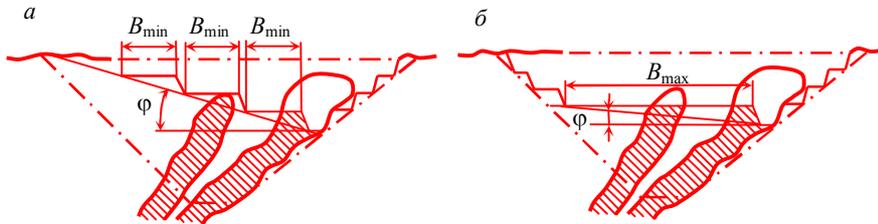


Рис.22. Варианты работы карьера: а – при φ_{\max} ; б – при $\varphi_0 \rightarrow 0^\circ$

Эти варианты ограничивают возможную область принимаемых решений. Дополнительно следует учесть показатели поуступной отработки карьера. Для примера на основе рис.10 определим объемы горной массы, руды и породы (табл.7) и построим график $\Sigma V = f(\Sigma P)$ нарастающих объемов вскрышных пород в зависимости от нарастающих объемов руды (рис.23).

Таблица 7

Извлекаемые объемы горной массы, руды и породы при $\varphi \rightarrow 0$

Горизонт	Q	ΣQ	P	ΣP	V	ΣV
2	17,0	17,0	1,0	1,0	16,0	16,0
4	14,8	31,8	1,7	2,7	13,1	29,1
6	12,9	44,7	1,8	4,5	11,1	40,2
8	10,9	55,6	2,0	6,5	8,9	49,1
10	8,9	64,5	2,4	8,9	6,5	55,6
12	6,8	71,3	2,6	11,5	4,2	59,8
14	4,6	75,9	1,9	13,4	2,7	62,5
16	2,6	78,5	1,7	15,1	0,9	63,4
17	0,3	78,8	0,3	15,4	–	63,4

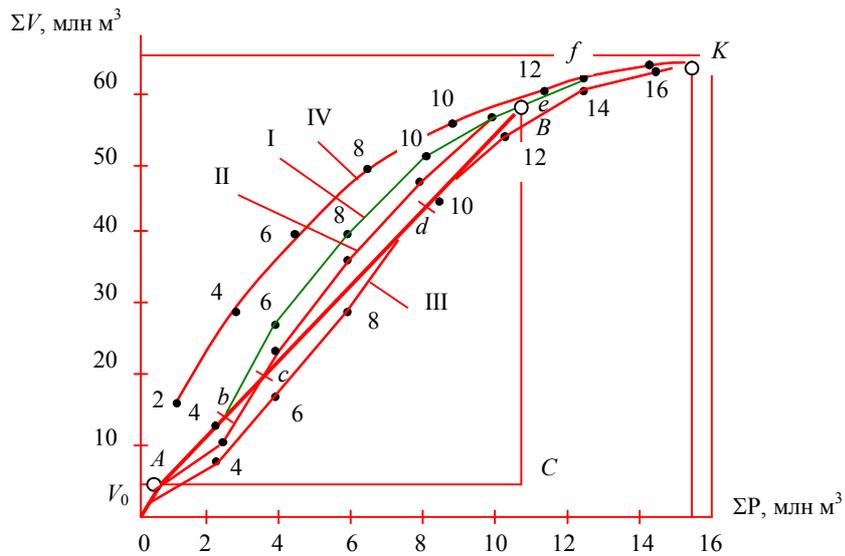


Рис.23. Кривые $\Sigma V = f(\Sigma P)$
 I – $\varphi = 10^\circ$; II – $\varphi = 15^\circ$; III – $\varphi = 20^\circ$; IV – $\varphi = 0^\circ$.
 Здесь и далее на аналогичных графиках арабскими цифрами обозначены горизонты

На графике обозначилась область между кривыми IV и III, в которой карьер может нормально функционировать.

Коэффициент вскрыши выражается тангенсом угла наклона касательной к кривым. Это обстоятельство позволяет стабилизировать эксплуатационный коэффициент вскрыши – провести в области между кривыми IV и III прямую AB , которая и определит показатели горных работ:

- объем горно-капитальных работ $V_0 = 40$ млн m^3 ;
- усредненный эксплуатационный коэффициент вскрыши $n_1 = BC/AC = 53/10,4 = 5,1$ m^3/m^3 ; первоначальный коэффициент вскрыши $n_0 = V_0/P = 4,0/15,4 = 0,3$ m^3/m^3 ; среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши $n_{ср} = n_{ср} - n_0 = 4 - 0,3 = 3,7$ m^3/m^3 ;
- коэффициент неравномерности вскрышных работ $\lambda = n_1/n_{ср} = 5,1/3,7 = 1,38$;
- доля горно-капитальных работ $\mu = V_0/V = 4,0/63,4 = 0,06$.

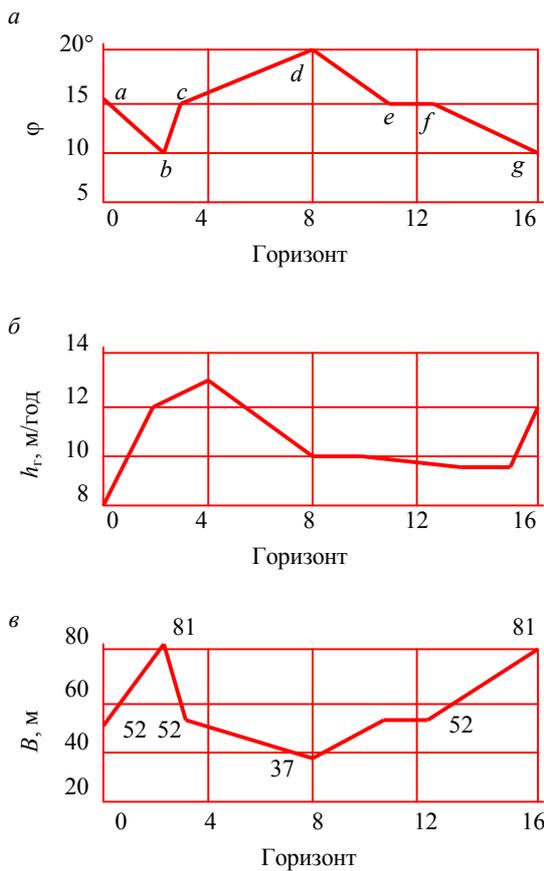


Рис.24. Динамика параметров карьера

По окончании производства горно-капитальных работ карьер будет в положении *A* (рис.23), т.е. в начале добычных работ при $\varphi = 15^\circ$. Затем прямая *AB* в точке *b* пересекает кривую I, а дальше в точке *c* кривую II и постепенно выходит в точке *d* на кривую III. Затем угол откоса рабочего борта уменьшается до 15° в точке *e* и до 10° в точке *f* (рис.23 и 24, а).

Чтобы определить производительность по руде, нужно учесть скорость углубки карьера. Если ориентироваться на 15 м/год , то в среднем можно рассчитывать на $0,9 \text{ млн м}^3/\text{год}$. Но так как на некоторых уступах объем руды менее $0,9 \text{ млн м}^3$, то

придется иногда повышать скорость углубки до 20 м/год .

Примем производительность по руде $A_p = 0,7 \text{ млн м}^3/\text{год}$ и рассчитаем необходимую скорость углубки, сроки работы карьера, производительность вскрышных работ A_n и производительность по горной массе *A* (табл.8). Последняя через 2,5 года после начала отработки достигнет $4,27 \text{ млн м}^3/\text{год}$, будет стабильной в течение 14 лет, а затем начнет снижаться (рис.25).

На основе табл.8 построим график изменения скорости углубки карьера. Срок существования карьера 25 лет. Средняя скорость углубки $h_r = 255/24,9 = 10,2$ м/год, где 24,9 – срок отработки карьера.

Таблица 8

Показатели работы карьера при производительности 0,7 млн м³/год

Горизонт	P	ΣP	A _p	T _п	ΣT _п	h _r	n	A _п	A
2	0,5	0,5	0,3	2,5	2,5	12,0	7,2	1,8	2,10
4	1,6	2,1	0,7	2,3	4,8	13,0	5,1	3,57	4,27
6	1,8	3,9	0,7	2,6	7,4	11,5	5,1	3,57	4,27
8	2,0	5,9	0,7	2,9	10,3	10,3	5,1	3,57	4,27
10	2,0	7,9	0,7	2,9	13,2	10,3	5,1	3,57	4,27
12	2,1	10,0	0,7	3,0	16,2	10,0	5,1	3,57	4,27
14	2,2	12,2	0,7	3,1	19,3	9,8	0,6	0,45	2,15
16	2,2	14,4	0,7	3,1	22,4	9,8	0,6	0,45	2,15
17	1,0	15,4	0,4	2,6	25,0	11,9	0	0	0,5

Примечание. T_п – время работы на горизонте; ΣT_п – время эксплуатации карьера.

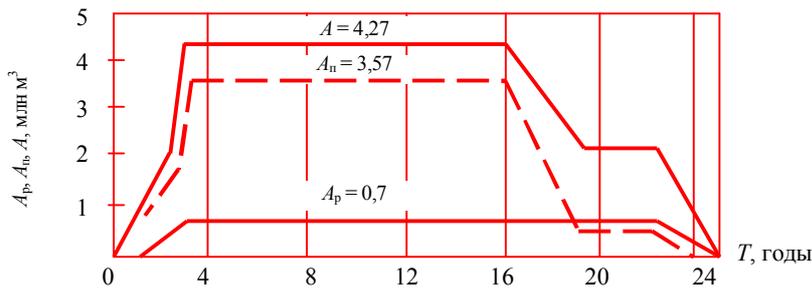


Рис.25. Производительность карьера

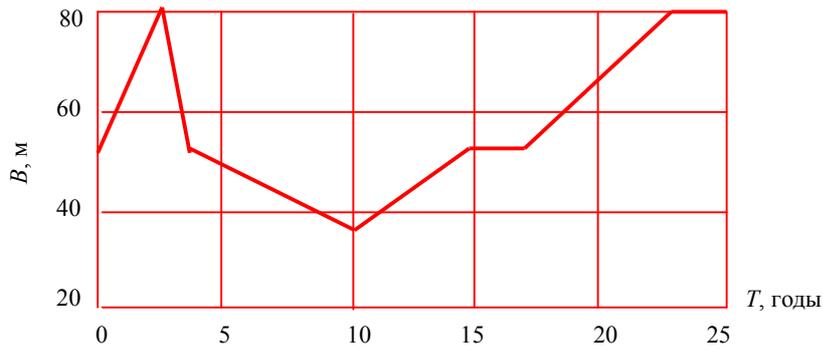


Рис.26. Изменение ширины рабочих площадок во времени

Имеющиеся данные позволяют определить изменение по мере углубки карьера ширины рабочих площадок. Известно что $\text{ctg } \varphi = (B + h \text{ctg } \alpha) / h$. Тогда $B = h(\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \alpha)$. На основе этой формулы и рис.24, а ($\alpha = 75^\circ$, $h = 15$ м) построен график изменения средней ширины рабочих площадок по глубине (см. рис.24, в) и во времени (рис.26).

Следует учитывать, что принятые по расчету производительность карьера и необходимое число экскаваторов автоматически определяет динамику h_t , φ , B . Нужно только следить, чтобы разброс ширины рабочих площадок был минимальным и их размеры соответствовали данным рис.24, в и 26.



Больше приносит пользы рассмотрение одного и того же предмета с десяти различных сторон, чем обучение десяти различным предметам с одной стороны. Не в количестве знаний заключается образование, но в полном понимании и искусном применении всего того, что знаешь.

Адольф Дистервег

Глава 4. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРА ПО ГОРНОЙ МАССЕ

4.1. Общие соображения



изнь показала, что при разработке месторождений полезных ископаемых, запасы которых являются абсолютно невосполнимыми, необходимо использовать максимум извлекаемых из недр земли полезных ископаемых, а в перспективе – все горные породы.

Подавляющее большинство месторождений являются комплексными, т.е. содержат много полезных ископаемых, которые можно использовать сейчас, и такие горные породы, которые могут быть использованы в будущем. Поэтому во многих случаях, если не всегда, целесообразно стабилизировать производительность карьера по горной массе, что и определяет масштаб производства. Для извлекаемых из карьера полезных ископаемых следует предусматривать рудные склады, с помощью которых можно стабилизировать потоки полезных ископаемых.

4.2. Производительность карьера по горной массе при постоянных угле откоса рабочего борта и скорости понижения горных работ

Примем скорость углубки карьера 12 м/год и на основе данных горно-геометрического моделирования (табл.5) построим графики $\Sigma Q = f(\Sigma T)$ нарастающего, по мере углубки карьера, объема горной массы в зависимости от нарастающего времени отработки

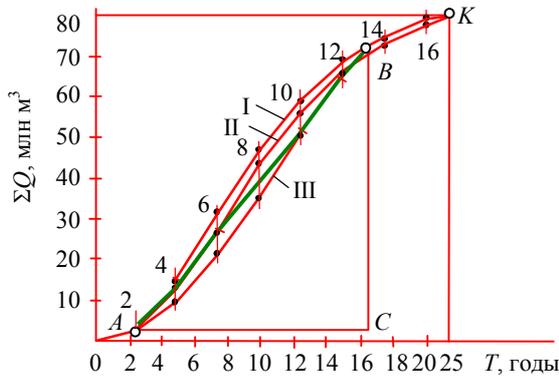


Рис.27. График $\Sigma Q = f(\Sigma T)$ для горизонтов 2-16
I – $\varphi = 10^\circ$; II – $\varphi = 15^\circ$; III – $\varphi = 20^\circ$

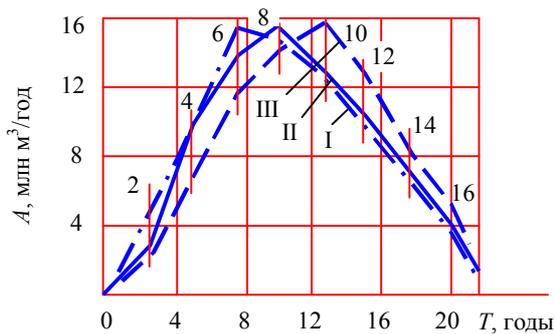


Рис.28. Производительность карьера по горной массе для горизонтов 1-16 (обозначены только четные)
I – $\varphi = 10^\circ$; II – $\varphi = 15^\circ$; III – $\varphi = 20^\circ$

карьера для трех вариантов угла откоса рабочего борта (рис.27). Производительность карьера по горной массе для каждого варианта не стабильна: сначала она увеличивается до максимума 15,6-15,8 млн $m^3/год$, а затем снижается. При сроке существования карьера 21-25 лет максимум производительности при угле откоса рабочего борта 10° достигается на 8-м году эксплуатации, при $\varphi = 15^\circ$ – на 10-м и при $\varphi = 20^\circ$ – на 12-м году.

Производительность по руде также колеблется, составляя в течение 16 лет около 0,8 млн $m^3/год$ (рис.28).

Такое развитие производительности по горной массе является

безусловно нецелесообразным, так как требует частого изменения количества горно-транспортного оборудования.

4.3. Стабилизация производительности по горной массе при постоянном угле откоса рабочего борта

Рассмотрим вариант с заданными производительностью по горной массе $A_r = 4,8$ млн m^3 /год и постоянным углом откоса рабочего борта $\varphi = 15^\circ$.

Таблица 9

Показатели работы карьера при стабилизации A_r на уровне 4,8 млн m^3 /год

Горизонт	A_r	$T_{п}$	$\Sigma T_{п}$	h_r	A_p
2	2,0	2,50	2,50	12,0	0,16
4	4,8	2,08	4,58	14,4	0,96
6	4,8	2,90	7,48	10,3	0,52
8	4,8	3,25	10,73	9,2	0,62
10	4,8	2,73	13,46	11,0	0,73
12	4,8	2,19	15,65	13,7	0,86
14	3,5	2,45	18,10	12,2	0,86
16	2,0	2,45	20,55	12,2	0,78
17	1,0	2,45	23,00	12,2	0,57

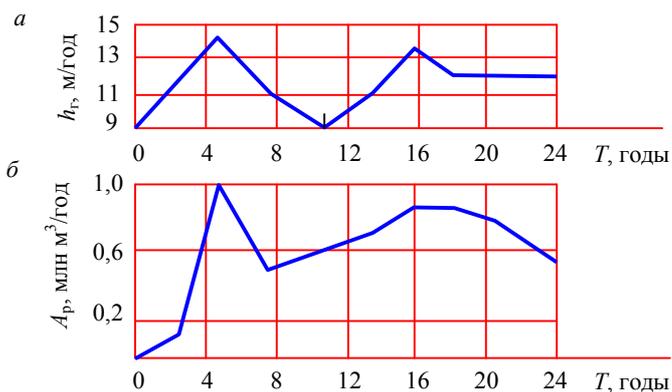


Рис.29. Динамика скорости углубки h_r (а) и производительности карьера по руде A_p (б) при стабилизации $A_r = 4,8$ млн m^3 /год

Полученные с использованием табл.5 данные (табл.9) показывают, что по мере углубки карьера резко изменяется скорость углубки (рис.29, а) и производительность по руде (рис.29, б). Очевидно, и этот вариант не является эффективным, так как он ведет к снижению интенсивности отработки месторождения.

Средняя скорость углубки карьера в этом случае $h_r = 255/23 = 10,1$ м/год.

4.4. Стабилизация производительности карьера по горной массе при постоянной скорости углубки

Попробуем стабилизировать производительность карьера по горной массе, сохранив постоянной скорость углубки $h_r = 12$ м/год. Примем также, что угол откоса рабочего борта не выходит из пределов $10-20^\circ$. Область возможных решений ограничена кривыми I и III (см. рис.27). Проведем прямую AB , касательную вверху к кривой III, а внизу к кривой I. Эта прямая определяет стабильную в течение 14 лет производительность по горной массе:

$$A_r = BC / AC = 65,9 / 14 = 4,7 \text{ млн м}^3/\text{год}.$$

Рассмотрим изменение угла откоса рабочего борта φ . К моменту A (см. рис.27) $\varphi = 15^\circ$. По мере углубки карьера прямая AB при опускании работ на горизонт 4 касается линии для $\varphi = 10^\circ$, при опускании на горизонт 6 пересекает линию для $\varphi = 15^\circ$, а при опускании на горизонт 10 φ достигает 20° . Начиная с горизонта 12 угол откоса рабочего борта начинает уменьшаться: пересекает линию для $\varphi = 15^\circ$ и в точке B выходит на линию для $\varphi = 10^\circ$ (см. рис.27 и 30, а). Изменяется также ширина рабочих площадок (рис.30, б) и длина экскаваторных блоков (рис.30, в). В соответствии с формулами (1) и (5)

$$L_6 \leq Q / [hh_r (\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta)],$$

где Q – производительность экскаватора, $\text{м}^3/\text{год}$; h – высота уступов, м; h_r – скорость углубки карьера, м/год; φ – угол откоса рабочего борта, градусы; β – угол направления углубки, $\beta = 60^\circ$ ($\text{ctg } 60^\circ = 0,58$).

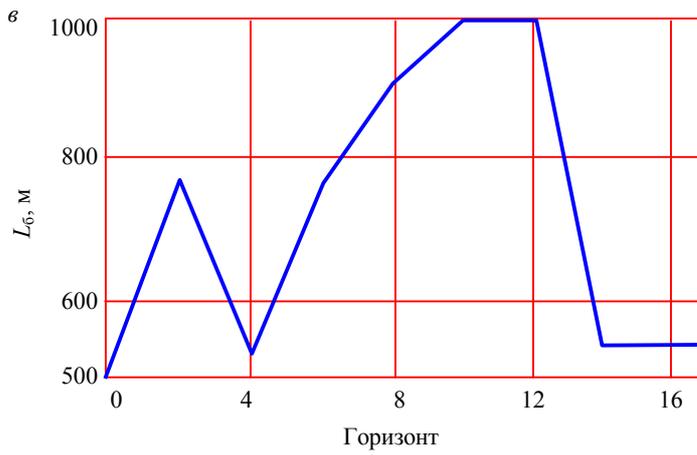
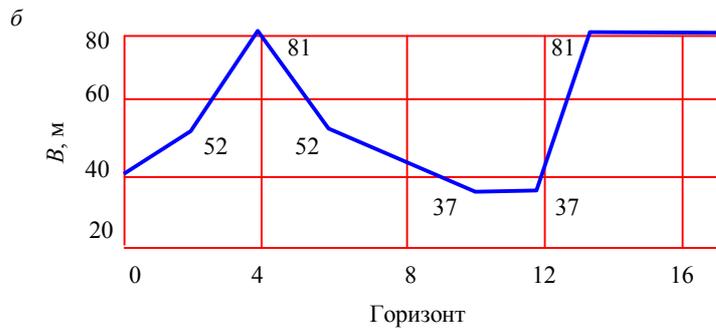
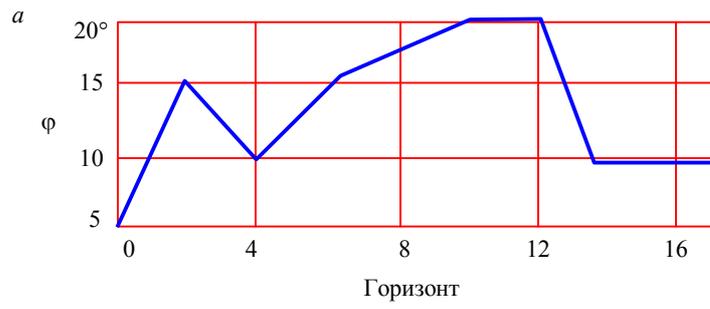


Рис.30. Динамика параметров карьера φ (а), B (б) и L_6 (в)

Для $\varphi = 10^\circ$ ($\text{ctg } 10^\circ = 5,67$)

$$L_6 \leq 0,6 \cdot 10^6 / 15 \cdot 12 \cdot (5,67 + 0,58) = 533 \text{ м,}$$

для $\varphi = 15^\circ$ $L_6 = 773$ м, для $\varphi = 20^\circ$ $L_6 = 1000$ м.

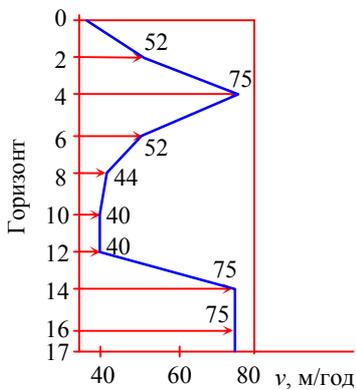


Рис.31. Скорость продвижения рабочих уступов

Проследим, как будет изменяться горизонтальная скорость продвижения всех рабочих уступов. Данные расчета по формуле $v = h_r (\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta)$, соответствующей закону (5), приведены на рис.31.

Определим основные параметры и показатели работы карьера при реализации рассмотренного варианта (табл.10), используя данные табл.5 и рис.27. Они зависят от угла φ , определяемого прямой AB на рис.27. Так как для горизонта 4 $\varphi = 10^\circ$, для горизонта 6 $\varphi = 15^\circ$, для горизонта 10 $\varphi = 20^\circ$ и т.д., данные для горизонтов берем из

соответствующих частей табл.5. Изменение количества рабочих уступов и длины общего фронта работ (рис.32) рассчитано с учетом данных табл.6.

Таблица 10

Показатели и параметры карьера при скорости углубки 12 м/год

Горизонт	Q	ΣQ	A_r	T_n	ΣT_n	P	ΣP	φ	B	L_6
2	4,0	4,0	1,6	2,5	2,5	0,4	0,4	15°	52	773
4	12,0	16,0	4,7	2,5	5,0	1,9	2,3	10	81	533
6	12,0	28,0	4,7	2,5	7,5	1,6	3,9	15	52	773
8	12,0	40,0	4,7	2,5	10,0	2,0	5,9	18	40	910
10	12,0	52,0	4,7	2,5	12,5	2,0	7,9	20	37	1000
12	12,0	64,0	4,7	2,5	15,0	2,3	10,2	20	37	1000
14	10,3	74,3	4,1	2,5	17,5	2,4	12,6	10	81	533
16	3,6	77,9	1,5	2,5	20,0	1,9	14,5	10	81	533
17	0,9	78,8	0,8	1,25	21,25	0,9	15,4	10	81	533

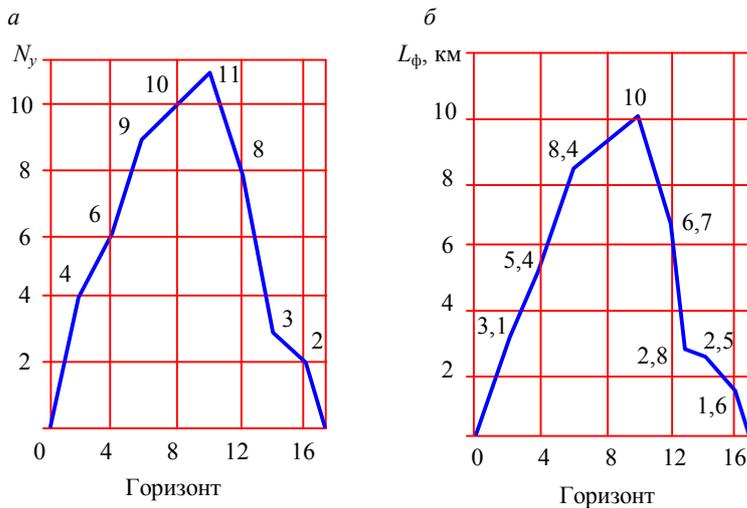


Рис.32. Изменение количества уступов (а) и длины фронта работ (б) по мере углубки карьера

В рассмотренном варианте сохраняются заданная интенсивность углубки и стабильность производительности карьера по горной массе. Выдача из карьера полезных ископаемых будет неравномерной, и для каждого из них нужно предусматривать склад.

Если задана другая интенсивность углубки, то графики, аналогичные представленным на рис.27, строятся под заданную скорость углубки на основе табл.5. Можно рассматривать и другой диапазон изменения углов откоса рабочего борта, например $5-20^\circ$. Для этого нужно смоделировать развитие горных работ при $\varphi = 5^\circ$ и составить новую таблицу.

На наш взгляд, этот метод стабилизации производительности является самым рациональным и наиболее простым [7].

При разработке месторождений сложной формы в условиях сложного рельефа нужно проводить объемное моделирование с использованием погоризонтных планов [1, 2, 5, 6].

Реализация метода требует грамотного руководства горными работами и тщательного наблюдения за параметрами рабочей зоны карьера. Нужно также минимизировать разброс ширины рабочих площадок.

4.5. Стабилизация рудных потоков

В процессе работы карьера из него будут выдаваться полезные ископаемые и вскрышные породы. Для каждого из полезных ископаемых возможны три варианта рудных потоков:

- из карьера – заказчику;
- из карьера – на обогатительную фабрику, ее избыток – на склад, из которого погашается недостаток;
- из карьера – на склад (в ожидании заказчика).

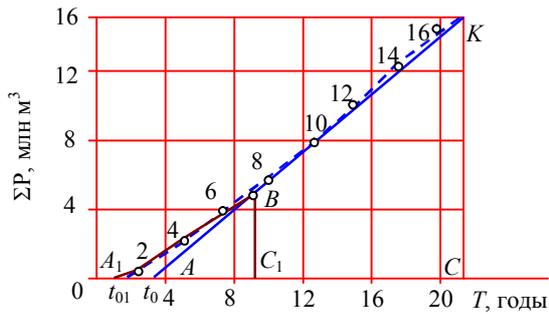


Рис.33. Динамика объемов руды по мере углубки карьера с горизонта 2 до горизонта 16

Рассмотрим наиболее распространенный второй вариант. Для этого на основе данных табл.10 представим изменение нарастающего объема руды по мере углубки карьера (рис.33).

Предположим, что проектируется обогатительная фабрика, для которой необходимо определить максимально возможную

производительность. На рис.33 из точки *K* проведем касательную *ABK* к полученной кривой, которая и покажет производительность фабрики:

$$A_{\phi} = KC / AC = 15,4 / 17,8 = 0,865 \text{ млн м}^3/\text{год.}$$

Объем руды на складе будет переменным. Если из карьера выдается руды больше, чем требуется фабрике, то избыток вывозится на склад. Если руды выдается из карьера меньше потребности фабрики, то недостача покрывается со склада. Объем склада

$$V_c = \sum_1^t P_i - \sum_{t_0}^t A_{\phi i}$$

или, если производительность фабрики постоянна,

$$V_c = \sum_1^t P_i - A_{\phi}(t - t_0),$$

где $\sum P_i$ – нарастающий объем добытой ко времени t руды, m^3 ; $\sum A_{\phi i}$ – нарастающий объем руды, принятый фабрикой с момента пуска t_0 до времени t , m^3 ; A_{ϕ} – постоянная производительность обогатительной фабрики, $m^3/\text{год}$.

Объем руды на складе к началу работы фабрики $t_0 = 3,4$ года составит 1 млн m^3 . Ко времени $t = 5$ лет (см. табл.16) $V_c = 2,3 - 0,865(5 - 3,4) = 0,92$ млн m^3 ; ко времени $t = 12,5$ лет $V_c = 7,9 - 0,865(12,5 - 3,4) = 0$.

Если складировать до начала работы фабрики 1 млн m^3 руды невыгодно, можно планировать работу фабрики в два этапа, которыми на рис.33 соответствуют отрезки A_1B и BK . Сначала со времени $t_{01} = 1,9$ года фабрика будет работать с производительностью $A_{\phi} = BC_1 / A_1C_1 = 5,0 / 7,1 = 0,7$ млн $m^3/\text{год}$, а затем, через 9,1 года, с $A_{\phi} = 0,865$ млн $m^3/\text{год}$. В среднем $A_{\phi.c} = 0,86$ млн $m^3/\text{год}$. Возможны и другие варианты.

В случае, когда из карьера добывается несколько полезных ископаемых, для каждого из них организуется склад, расчет которого производится аналогично.



Проект горного предприятия является таким же произведением гения горного инженера, как создание картины художником.

Борис Иванович Бокий

Глава 5. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРА ПРИ ПОЭТАПНОЙ ОТРАБОТКЕ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

5.1. Общие соображения



одним из способов повышения эффективности наземной (открытой) разработки месторождений полезных ископаемых является проектирование отработки месторождения этапами (очередями).

Проектирование и эксплуатация карьеров, разрабатывающих месторождения в несколько этапов, известно давно

как в мировой, так и в российской практике. Еще в 1945 г. несколько карьеров с поэтапной отработкой запроектировал институт «Унипромедь». Такие же решения принимали институты «Гипроруда», «Гипрошахт», «Казгипроцветмет» и др.

Первые серьезные научные исследования поэтапной отработки карьеров в 1960-е гг. связаны с работами В.С.Хохрякова и его учеников [17]. Затем этой проблемой занимались Б.К.Оводенко, С.С.Аршинов, Н.В.Мельников, А.И.Арсентьев, Ж.В.Бунин, В.И.Шатуев и др.

Возможны три подхода к поэтапной разработке месторождений:

- выделение этапов в процессе проектирования в предварительно определенных конечных контурах карьера;
- поэтапное, по мере накопления данных, определение контуров карьера и последующее проектирование и осуществление реконструкции карьера;
- приведение в порядок горных работ действующего карьера, где в результате неграмотного ведения горных работ образовались зоны сдвоенных, строенных и т.д. уступов и где в рабочей зоне карьера продолжает формироваться нерабочий борт.



Владимир Степанович
Хохряков
(рожд. 1927)

5.2. Порядок работ при отработке карьерного поля в два этапа и горно-геометрическое моделирование первого этапа

Рассмотрим последовательность отработки карьерного поля при выделении двух этапов сначала на поперечном разрезе простого месторождения (рис.34). Первый этап глубиной H_3 намечен в контурах ABH_3A . Углубка идет по направлению, указанному стрелкой. Когда горные работы опустятся на глубину H_1 , рабочий борт подойдет к контуру 1-го этапа в точке B и начнет формироваться временно нерабочий борт BH_3 . На графике $H = f(T)$ этот момент обозначен T_1 . Процесс формирования ВНБ показан на графике штриховой линией. Углубка продолжается, и на графике H_2 во время T_2 начинается ликвидация ВНБ (линия T_2a_4) с таким расчетом, чтобы борт BH_3 был ликвидирован к момен-



Николай Васильевич
Мельников
(1909-1980)

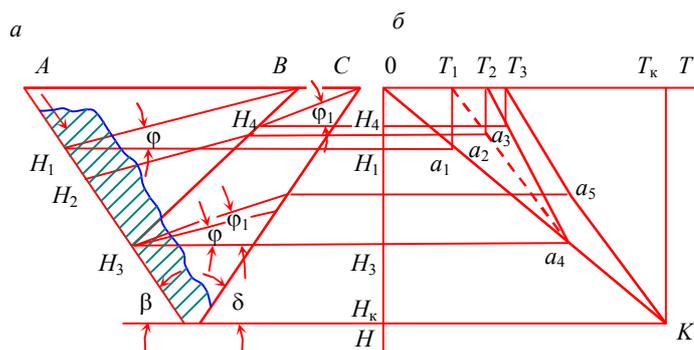


Рис.34. Схема отработки карьера в два этапа (а) и график зависимости углубки карьера от времени отработки (б)
 β – угол откоса временно нерабочего борта (ВНБ)

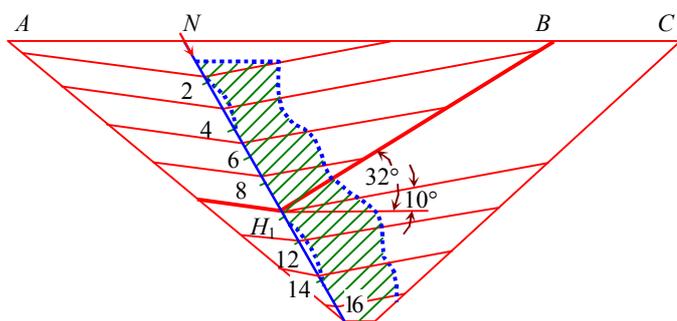


Рис.35. Разделение отработки карьерного поля на два этапа при $\varphi = 10^\circ$

ту опускания дна до отметки H_3 . Во время T_3 при ликвидации ВНБ рабочая зона подойдет к конечному контуру карьера в точке C и начнется формирование нерабочего борта карьера (линия T_3a_5K). Оработка карьера заканчивается.

Процесс работы карьера довольно сложен и требует умелого руководства при реализации горных работ.

Чтобы определить показатели, параметры и объемы работ, нужно произвести горно-геометрическое моделирование развития горных работ.

Извлекаемые объемы горной массы и руды на первом этапе работ

Гори- зонт	$\varphi = 10^\circ$				$\varphi = 15^\circ$				$\varphi = 20^\circ$			
	Q	ΣQ	P	ΣP	Q	ΣQ	P	ΣP	Q	ΣQ	P	ΣP
2	5,0	5,0	0,5	0,5	3,0	3,0	0,4	0,4	2,4	2,4	0,3	0,3
4	9,9	14,9	1,8	2,3	10,0	13,0	2,0	2,4	7,2	9,6	1,9	2,2
6	13,2	28,1	1,6	3,9	13,5	26,5	1,5	3,9	11,7	21,3	1,6	3,8
8	8,8	36,9	2,1	6,0	9,1	35,6	2,0	5,9	11,2	32,5	2,0	5,8
10	4,1	41,0	1,7	7,7	5,4	41,0	1,8	7,7	8,5	41,0	1,9	7,7

Разделим процесс отработки карьерного поля рассмотренного ранее карьера (см. рис.9) на два этапа. Глубина первого этапа $H_1 = 150$ м (до горизонта 10), угол откоса временно нерабочего борта $\delta = 32^\circ$. Примем три значения угла откоса рабочего борта: 10, 15 и 20° ; в зоне разноса на втором этапе угол откоса рабочего борта 20° . Ширина площадок на ВНБ 20 м. Объем горной массы в контурах первого этапа 41 млн m^3 , объем руды – 7,7 млн m^3 (рис.35; табл.11).

5.3. Производительность по горной массе при постоянных скорости углубки и угле откоса рабочего борта

Рассмотрим вариант, когда при работе в два этапа поддерживаются постоянными скорость углубки (12 м/год) и угол откоса рабочего борта (15°).

На основе табл.5 построим кривые $\Sigma Q = f(\Sigma T)$ для работы сразу в конечных контурах и по табл.11 – кривую для работы в контурах первого этапа (рис.36). Чтобы обеспечить необходимую скорость углубки в соответствии с законом (5), все рабочие уступы следует подвигать со скоростью

$$v = 12(\text{ctg} 15^\circ + \text{ctg} 60^\circ) = 52 \text{ м/год.}$$

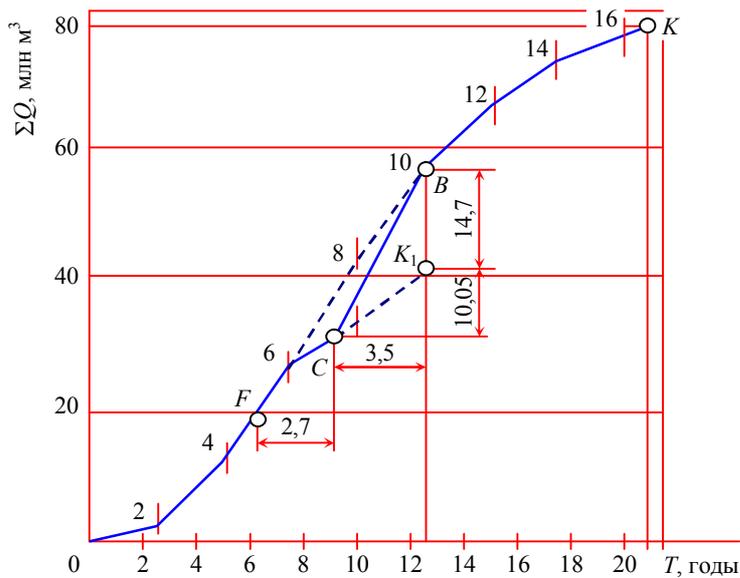


Рис.36. График $\Sigma Q = f(\Sigma T)$ при поэтапной работе и $\varphi = 15^\circ$

Длина экскаваторных блоков

$$L_6 \leq Q / (vh) = 0,6 \cdot 10^6 / (52 \cdot 15) = 770 \text{ м.}$$

Когда дно карьера опустится на глубину 75 м (точка F на рис.36), рабочая зона подойдет к границе первого этапа B на поверхности и начнется формирование временно нерабочего борта BH_1 под углом 32° со скоростью

$$h_6 = 52 / (\text{ctg} 15^\circ - \text{ctg} 32^\circ) = 52 / 2,13 = 24,4 \text{ м/год.}$$

Борт BH_1 будет сформирован за $150 / 24,4 = 6,2$ года.

Скорость ликвидации ВНБ должна быть больше скорости его формирования. Этого можно достичь за счет увеличения угла откоса рабочего борта до 20° . Тогда

$$h_{p,6} = 52 / (\text{ctg} 20^\circ - \text{ctg} 32^\circ) = 52 / 1,15 = 45,2 \text{ м/год.}$$

Борт может быть ликвидирован за $150/45,2 = 3,3$ года (принимаем 3,5), т.е. в течение $6,2 - 3,5 = 2,7$ года можно допустить формирование ВНБ. Высота ВНБ до ликвидации составит $2,7 \cdot 24,4 = 66$ м. На графике (рис.36) от точки K_1 влево откладываем 3,5 года на ликвидацию ВНБ, получаем точку C , от которой нужно начинать ликвидацию, изображенную прямой CB . В процессе ликвидации ВНБ будет достигнута производительность по горной массе

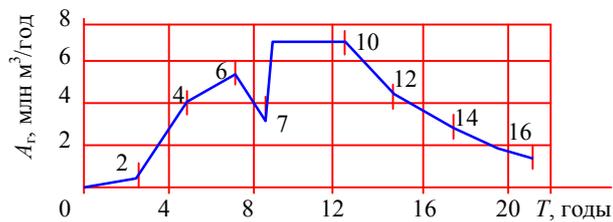


Рис.37. Производительность карьера в процессе отработки по горизонтам (обозначены только четные)

$$A = 24,75 / 3,5 = 7 \text{ млн м}^3/\text{год.}$$

Отработка оставшейся части объема ниже горизонта 10 идет по линии BK .

Динамика производительности карьера при работе по данному варианту (сплошная линия на рис.36 и рис.37) характеризуется резкой нестабильностью, что не может быть приемлемым.

5.4. Стабилизация производительности по горной массе при постоянной скорости углубки карьера

Рассмотрим вариант отработки с постоянной скоростью углубки 12 м/год, но с переменным значением угла откоса рабочего борта в пределах $10-20^\circ$. Для этого построим кривые $\Sigma Q = f(\Sigma T)$ (рис.38) для первого этапа, а начиная с горизонта 10, такие же кривые для работы в конечных контурах карьера [10].

Стабилизируем производительность карьера на первом этапе: проведем прямую AC , касательную сверху к кривой для $\varphi = 20^\circ$, а снизу – к кривой для $\varphi = 10^\circ$ (рис.38). В процессе работ угол φ бу-

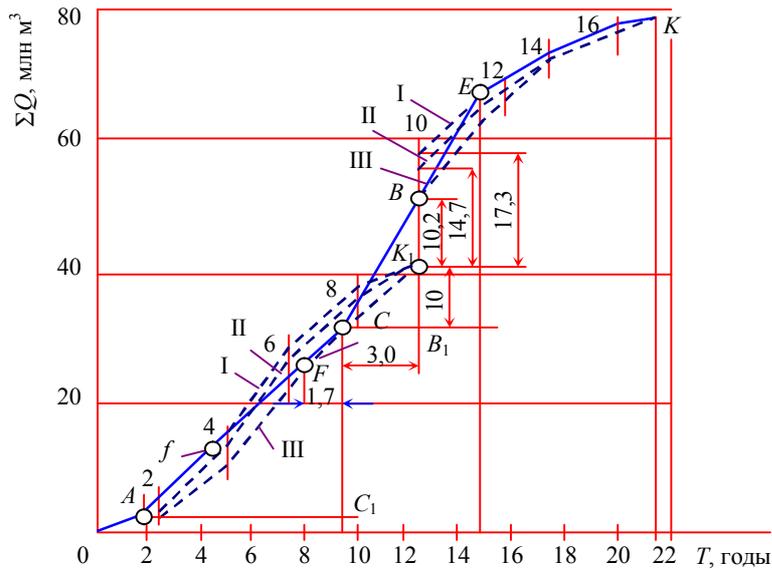


Рис.38. Графики $\Sigma Q = f(\Sigma T)$
 I – $\varphi = 10^\circ$; II – $\varphi = 15^\circ$; III – $\varphi = 20^\circ$

дет изменяться: после 2,5 лет работы карьера $\varphi = 10^\circ$, к 5,9 года работы $\varphi = 15^\circ$, к 10-му году отработки $\varphi = 20^\circ$. Переменной будет и скорость формирования ВНБ (моменты начала формирования ВНБ отмечены точками f).

При $\varphi = 18 \div 20^\circ$ (среднее 19°) ВНБ начнет формироваться через 7,9 лет (точка F на рис.38). Средняя скорость подвигания рабочих уступов $v = 12(\text{ctg} 19^\circ + \text{ctg} 32^\circ) = 41,8$ м/год. Длина экскаваторных блоков $L_6 \leq 0,6 \cdot 10^6 / (41,8 \cdot 15) = 957$ м. Средняя скорость формирования ВНБ $h_6 = 41,8 / (\text{ctg} 19^\circ - \text{ctg} 32^\circ) = 41,8 / 1,3 = 32$ м/год. Борт BH_1 будет сформирован за $150 / 32 = 4,7$ года.

Если при ликвидации ВНБ работать со скоростью $v = 41,8$ м/год и при $\varphi = 20^\circ$, то возможная скорость процесса

$$h_{p,6} = 41,8 / (\text{ctg} 20^\circ - \text{ctg} 32^\circ) = 41,8 / 1,15 = 36,3 \text{ м/год.}$$

Борт может быть ликвидирован за $150 / 36,3 = 4,1$ года и остановить борт можно только на $4,7 - 4,1 = 0,6$ года. Ясно, что следует

увеличить скорость ликвидации ВНБ, иначе не имеет смысла планировать поэтапную разработку карьера. Поэтому уменьшим длину экскаваторных блоков в период ликвидации борта до 700 м. Тогда скорость подвигания рабочих уступов $v_p = 0,6 \cdot 10^6 / (700 \cdot 15) = 57$ м/год и $h_{p,б} = 57 / 1,15 = 49,5$ м/год. Борт будет ликвидирован за $150 / 49,5 = 3$ года, т.е. можно оставить борт в течение $4,7 - 3 = 1,7$ года; высота борта к началу ликвидации $32 \cdot 1,7 = 54$ м.

На графике (рис.38) от точки K_1 влево откладываем время ликвидации ВНБ (3 года) и получаем точку C , от которой нужно начинать процесс.

Теперь можно определить стабильную производительность по горной массе при работе в пределах первого этапа (линия AC):

$$A_1 = CC_1/AC_1 = 29/7,75 = 3,74 \text{ млн м}^3/\text{год.}$$

Переходим к периоду ликвидации ВНБ, ко второму этапу отработки. Имеется три возможности, связанные с углами откоса рабочего борта (рис.38). Если из точки C проводить прямую ликвидации на линию горизонта 10 для угла 10° , то за 3 года нужно вынуть $27,3$ млн м^3 ; если выходить на линию для 15° , то $24,7$ млн м^3 ; если на линию для 20° (прямая CB), то $20,2$ млн м^3 . Выберем последний вариант. Производительность карьера в период ликвидации ВНБ

$$A_2 = BB_1/CB_1 = 20,2/3 = 6,7 \text{ млн м}^3/\text{год.}$$

Таблица 12

Показатели и параметры двухэтажной разработки при $h_r = 12$ м/год

Гори-зонт	Q	ΣQ	A_r	ΣT	P	ΣP	φ	B	L_6
2	5,0	5,0	2,0	2,5	0,5	0,5	10	80	533
4	9,3	14,3	3,74	5,0	1,8	2,3	14	56	727
6	9,3	23,6	3,74	7,5	1,6	3,9	17	45	755
8	10,8	34,4	4,3	10,0	2,0	5,9	20	37	1000
10	16,8	51,2	6,7	12,5	2,0	7,9	20	37	1000
12	12,8	64,0	6,7	15,0	2,6	10,5	10	80	533
14	9,2	73,2	3,7	17,5	2,1	12,6	10	80	533
16	4,1	77,3	1,6	20,0	1,9	14,5	10	80	533
17	1,5	78,8	0,6	21,25	0,9	15,4	10	80	533

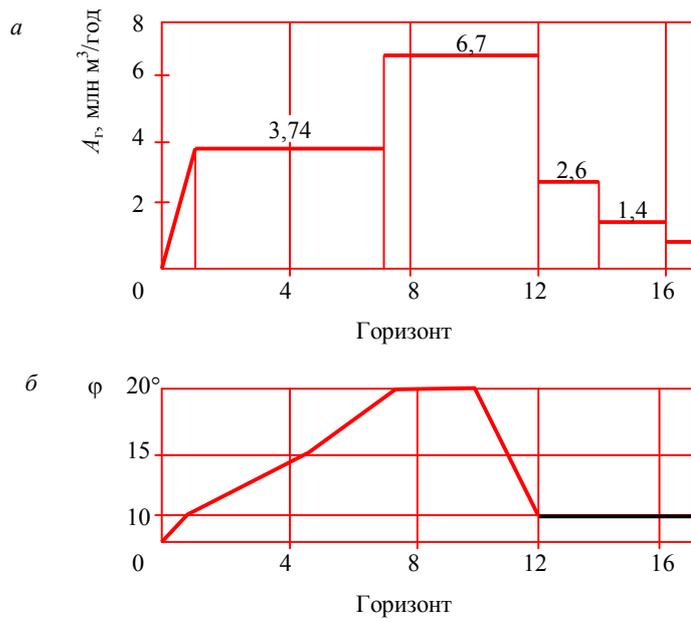


Рис.39. Динамика производительности карьера (*a*) и угла откоса рабочего борта (*б*)

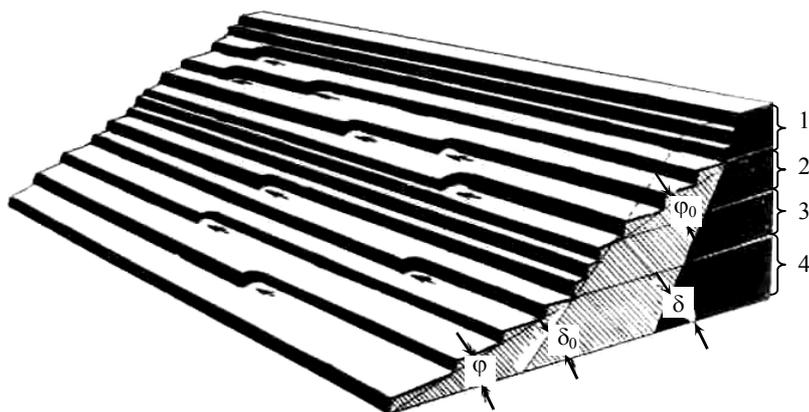


Рис.40. Рабочий борт карьера
 1 – конечный нерабочий борт; 2 – разнос ВНБ; 3 – формируемый ВНБ;
 4 – рабочий борт на первом этапе отработки карьера

Закончив ликвидацию ВНБ, можно продолжать работать с такой же производительностью дальше до горизонта 12 (точка *E*), постепенно уменьшая угол откоса борта до 10°, но можно снижать производительность и работать по линии *BK* с углом откоса 20°.

Результаты расчетов приведены в табл.12 и на рис.39.

На рис.40 приведен перспективный рисунок рабочего борта карьера при наличии в нем временного нерабочего борта.

5.5. Стабилизация потока руды

Так как руда из карьера будет поступать неравномерно, необходимо организовать промежуточный склад. На основе данных табл.12 построим график нарастающего по мере углубки карьера добываемого объема руды (рис.41).

Проведем из точки *K* вниз прямую *KC* и получим возможную производительность обогатительной фабрики:

$$A_{\phi} = KC/AC = 15,4/18,3 = 0,844 \text{ млн м}^3/\text{год.}$$

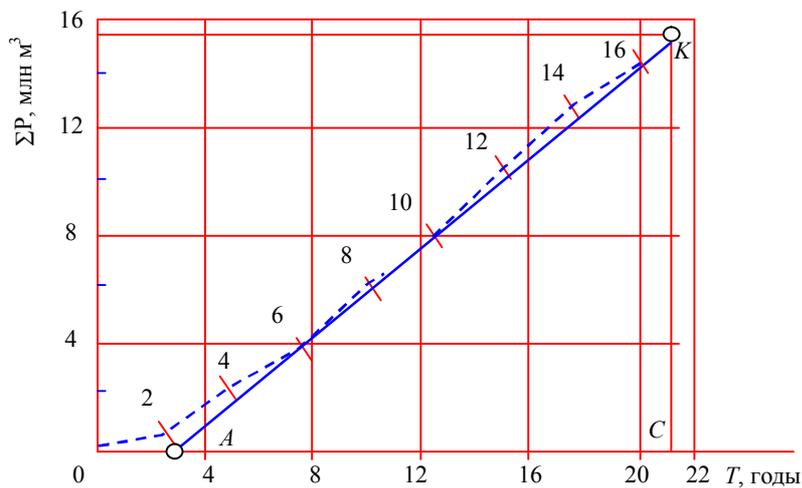


Рис.41. Изменение объемов добываемой руды по мере углубки карьера

В начале работы фабрики ($t_0 = 3$ года) на складе будет накоплен объем руды $V_c = \sum_1^3 P_i = 0,86$ млн m^3 ; к $t = 8$ лет $V_c = 4,3 - 0,844(8 - 3) = 0,08$ млн m^3 ; к $t = 17,5$ лет $V_c = 12,6 - 0,844(17,5 - 3) = 0,36$ млн m^3 .

Возможны и другие решения по приведенной схеме.

5.6. Преимущество работы в два этапа

Подведем некоторые итоги: сравним показатели карьера при работе в два этапа (рис.42, сплошная линия $0ECFBK$) и при работе сразу в конечных контурах (рис.42, штриховая линия $0AFBK$). Расчетные данные приведены в табл.13.

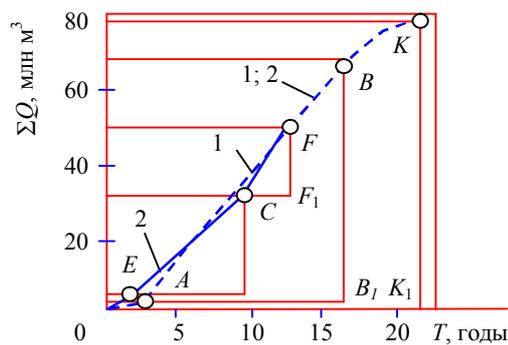


Рис.42. Производительность при: 1 – работе в конечных контурах; 2 – работе в два этапа

Предположим, что себестоимость горной массы $c_r = 30$ руб./ m^3 , тогда ориентировочно себестоимость руды

$$c_p = c_r(1 + n).$$

При работе в конечных контурах

$$c_p = 30(1 + 4,46) = 164 \text{ руб./}m^3.$$

При работе в два этапа:

$$c_{p1} = 30(1 + 3,35) = 130 \text{ руб./}m^3; \quad c_{p2} = 30(1 + 6,79) = 234 \text{ руб./}m^3.$$

Если цена на руду $C_p = 234$ руб./ m^3 , то в течение 8 лет прибыль (без учета фактора времени): при работе в конечных контурах

$$\Pi_1 = 8 \cdot 0,86(234 - 164) = 482 \text{ млн руб.};$$

при работе в два этапа

$$\Pi_2 = 8 \cdot 0,86(234 - 130) = 716 \text{ млн руб.}$$

**Показатели работы карьера при отработке в конечных контурах
и в два этапа**

Показатель	Вариант отработки	
	в конечных контурах	в два этапа
Производительность по горной массе, млн м ³ /год	4,70	3,74/6,70
Коэффициент вскрыши n , м ³ /м ³	4,46	3,35/6,79
Производительность по руде, млн м ³ /год	0,86	0,86
Себестоимость руды c_p , руб./м ³	164	130/234
Прибыль за 8 лет работы, млн руб.	482	716

Примечание. В числителе и знаменателе – параметры соответственно 1-го и 2-го этапов.

Хотя выигрыш в 234 млн руб. очевиден, следует сказать, что во втором периоде двухэтапной отработки в течение 3 лет прибыли не будет и в течение 3 лет необходимо будет в 1,8 раза увеличить производительность по горной массе. Однако если у карьера недостаточно средств, то работа в два этапа позволит начать эксплуатацию и в этих условиях и за счет прибыли на первом этапе получить денежные средства на продолжение работ.

5.7. Регулирование показателей поэтапной разработки

На показатели работы карьера можно влиять по трем направлениям:

- изменение глубины первого этапа;
- регулирование времени формирования ВНБ до начала его ликвидации;
- расширение или сужение колебаний угла откоса рабочего борта.

Наиболее существенное влияние на показатели поэтапной разработки оказывает глубина первого этапа. Под руководством автора серьезную работу по этой проблеме выполнил в 1992 г. В.И.Шатуев [18]. В его работе необходимым условием выделения

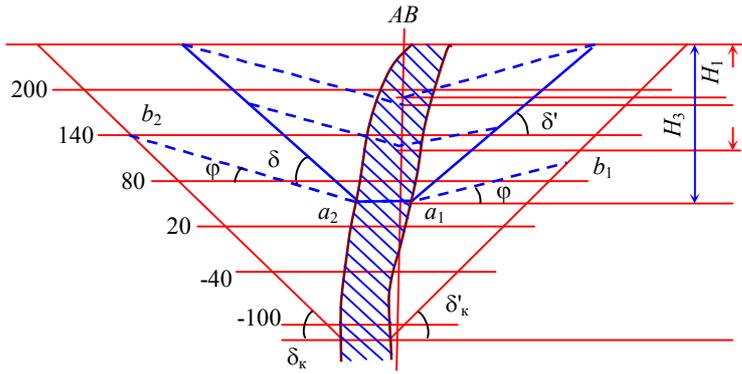


Рис.43. Схема разделения карьера «Аномальный» на этапы

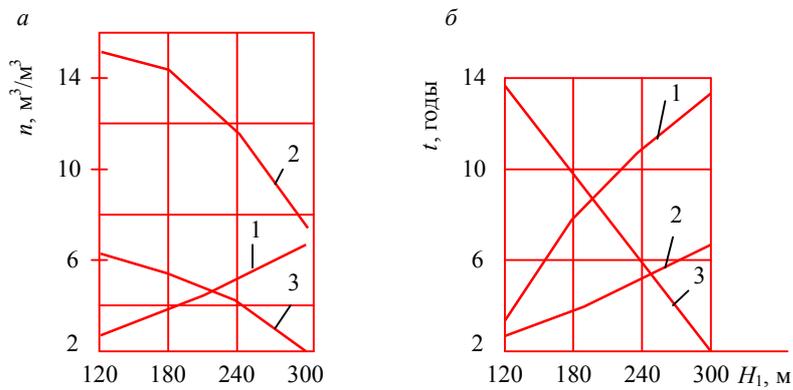


Рис.44. Зависимость эксплуатационного коэффициента вскрыши n (а) и продолжительности этапов отработки t (б) от глубины первого этапа H_1
 1 – первый этап работы; 2 – этап ликвидации ВНБ; 3 – этап доработки

первого этапа признается обеспечение возврата капитальных вложений в первый этап до начала ликвидации ВНБ. Рассмотрено два варианта:

- финансирование первого и второго этапов за счет собственных средств;
- финансирование за счет привлеченного капитала.

Следует отметить, что в случае, когда предварительно определена экономически эффективная конечная глубина карьера, при любых вариантах глубины первого этапа прибыль будет обеспечена.

На примере месторождения «Аномальное» Оленегорской группы рассмотрена возможность определения рациональной глубины первого этапа на основе критерия – максимума суммарной приведенной прибыли. На рис.43 представлен средневзвешенный разрез карьера со следующими параметрами: конечная глубина 390 м, ширина дна 30 м, длина карьера 1000 м, скорость понижения горных работ 15 м/год, а при ликвидации ВНБ – 45 м/год, производительность по руде 1 млн м³/год, угол откоса рабочего борта 15°, углы откоса нерабочего борта 45°, угол откоса ВНБ 32°. Рассмотрены варианты глубины 1-го этапа с шагом 30 м в пределах 120-300 м.

Получены интересные и полезные данные, определяющие тенденции изменения показателей и параметров работы карьера при увеличении глубины 1-го этапа (рис.44).

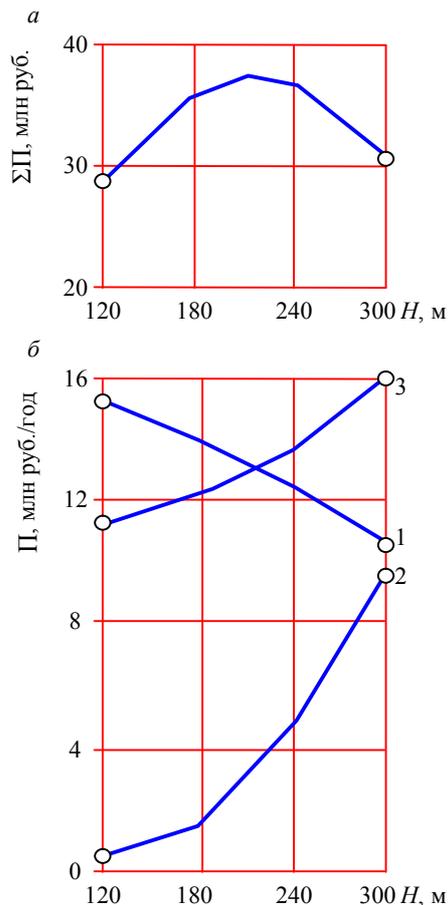


Рис.45. Изменение суммарной (а) и годовой прибыли (б).
Условные обозначения см. рис.44

Характер изменения показателей при увеличении глубины 1-го этапа следующий (\uparrow – растет, \downarrow – убывает):

Этап	1-й	Ликвидации ВНБ	Доработки
t	\uparrow	\uparrow	\downarrow
n	\uparrow	\downarrow	\downarrow
Π	\downarrow	\uparrow	\uparrow

Рис.45 показывает, что суммарная прибыль имеет максимум при глубине 1-го этапа 210 м, т.е. при $210/390 = 0,54$ конечной глубины. Таким образом, подтверждено, что можно определить рациональную глубину 1-го этапа, обеспечивающую максимум суммарной прибыли.

Для выявленного рационального значения глубины 1-го этапа (210 м) В.И.Шатуев установил динамику экономических показателей в процессе горных работ (**рис.46**).

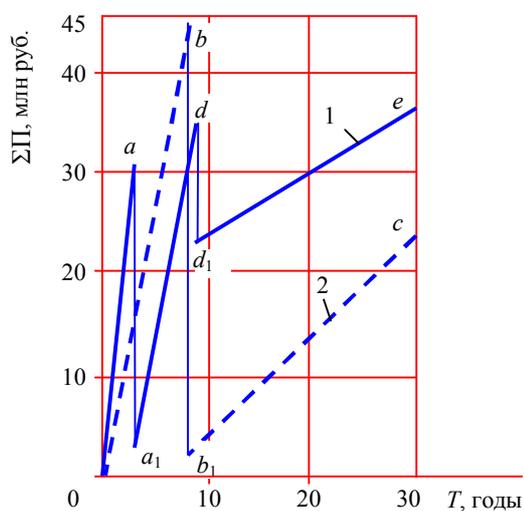


Рис.46. Динамика суммарной прибыли и затрат при выделении 1-го этапа (1) и работе сразу в конечных контурах (2)

Кроме того, было проведено сравнение приведенной к началу эксплуатации карьера чистой прибыли для вариантов отработки карьера без выделения на этапы (штриховые линии) и с выделением этапа глубиной 210 м (сплошные линии). Линия $0b$ показывает рост прибыли первого периода работы карьера без выделения этапов. Затем обеспечивается возврат капитальных вложений (линия bb_1). После этого начинается накопление чистой прибыли (линия b_1c).

При поэтапной разработке карьера линия Oa характеризует рост прибыли в первый период. Затем начинается возврат первоначальных капитальных вложений (линия aa_1) и накопление необходимых средств для ликвидации ВНБ (линия a_1d). Капитальным вложениям на ликвидацию ВНБ соответствует линия dd_1 . Затем идет накопление чистой прибыли (линия d_1e). Выделение этапов позволяет в более короткие сроки окупить первоначальные капитальные вложения, получить в первый период большую прибыль и обеспечить работы по ликвидации ВНБ. Суммарная прибыль увеличивается в 1,63 раза.

Показатели поэтапной отработки зависят также от допущенного разброса углов откоса рабочего борта. В нашем примере угол откоса рабочего борта изменяется в пределах $10-20^\circ$. Если допустить увеличение интервала до $5-20^\circ$, то производительность первого периода, а значит, и себестоимость руды можно несколько снизить.

Уменьшение времени формирования ВНБ позволяет несколько снизить производительность периода ликвидации ВНБ.

5.8. Порядок расчета производительности по горной массе

При проектировании работы карьера сразу в конечных контурах целесообразна следующая последовательность:

- установить желательные пределы колебаний угла откоса рабочего борта и определить рациональное направление углубки карьера графоаналитическим методом или методом вариантов;
- на основе горно-геометрического моделирования развития горных работ определить изменение объемов горной массы, руд, вскрышных пород и другие показатели работ по мере углубки карьера;
- по принятому направлению рассчитать возможную и желательную скорость углубки карьера;
- построить графики нарастающих объемов горной массы в зависимости от времени работы карьера для углов откоса рабочего борта φ_{\min} и φ_{\max} ;

- стабилизировать производительность по горной массе, проведя на графиках $\sum Q = f(\sum P)$ прямую, которая является касательной снизу для линии φ_{\min} , а сверху – для линии φ_{\max} ;

- определить динамику по мере углубки карьера следующих показателей: объемов горной массы, руд и вскрышных пород, ширины рабочих площадок, углов откоса рабочего борта, длины экскаваторных блоков.

Если карьер предполагается отрабатывать в два этапа, рекомендуется следующий порядок расчета параметров и показателей карьера:

- установить глубину первого этапа;
- в контурах первого этапа методом горно-геометрического моделирования определить изменение по мере углубки карьера объемов горной массы, руд, вскрышных пород;

- вычислить возможную и желательную скорость углубки карьера;

- построить графики $\sum Q = f(\sum T)$ при φ_{\min} и φ_{\max} для работы в пределах первого этапа и, начиная с углубки первого этапа, для работы в конечных контурах;

- стабилизировать производительность по горной массе в пределах первого этапа, проведя на графике прямую, касательную снизу к кривой для φ_{\min} , а сверху к кривой для φ_{\max} ;

- определить производительность второго этапа, проведя на графике прямую, начало которой отстоит от точки конечной глубины первого этапа на время, необходимое для ликвидации ВНБ, а конец лежит на кривой, соответствующей отработке карьера в конечных контурах;

- рассчитать изменение по мере углубки карьера объемов горной массы, руд, вскрышных пород, а также ширины рабочих площадок, угла откоса рабочего борта, длины экскаваторных блоков;

- установить параметры временных складов и возможную производительность обогатительных фабрик.

5.9. Реконструкция карьера путем увеличения конечной глубины

Довольно часто встречается ситуация, когда карьер, работая в ранее запроектированных контурах, обеспечивает очень высокую экономическую эффективность и у руководства возникает желание увеличить конечную глубину карьера.

Пусть ранее составленным проектом определена конечная глубина карьера H_k (рис.47). К настоящему времени горные работы достигли глубины H_2 . Нерабочий борт BF сформирован до глубины a_1 .

Предположим, что решено увеличить конечную глубину карьера до H_p . Тогда развитие работ пойдет следующим образом: по мере углубки карьера (на графике $H=f(T)$ прямая OH_p) при глубине H_1 начнет формироваться нерабочий борт BF . Этот процесс показан линией $T_1a_1H_k$ и идет со скоростью

$$h_0 = \frac{H_k}{T_k - T_1}.$$

Допустим, что работы по реконструкции карьера начнутся при глубине карьера H_3 . Нужно расширить карьер, ликвидировать нерабочий борт BF и выйти на новый нерабочий борт CN . Работу нужно сделать таким образом, чтобы к моменту опускания дна карьера на глубину H_k был сформирован рабочий борт Fa_4 под углом φ . Для этого скорость ликвидации борта BF должна отвечать условиям

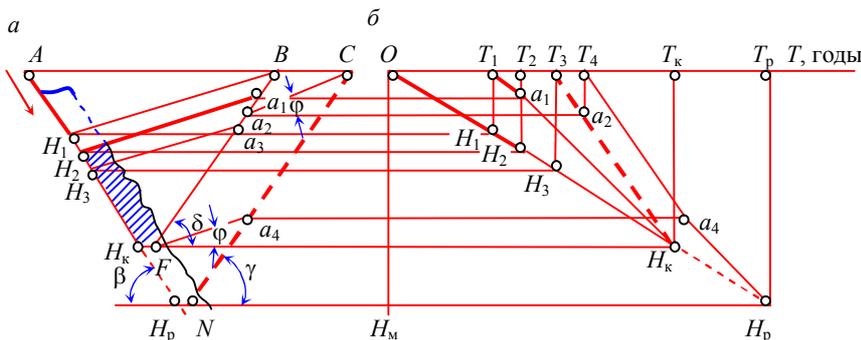


Рис.47. Схема реконструкции карьера (а) и график $H=f(T)$ (б)

$$h_{p.б} = \frac{H_k}{T_k - T_3}$$

или

$$h_{p.б} = \frac{v_0}{\text{ctg } \varphi_0 - \text{ctg } \delta},$$

т.е. нужно так подобрать величины v_0 и φ_0 , чтобы обеспечить необходимую скорость разноса борта.

Объемные показатели определим на основе горно-геометрического моделирования развития горных работ и анализа графика $\Sigma Q = f(\Sigma T)$ по методу, изложенному ранее.

5.10. Возобновление нормальной работы карьера, в котором возник временно нерабочий борт

Представим себе довольно распространенную на наших карьерах ситуацию, когда в результате неграмотного или хищнического руководства и возникших экономических обстоятельств в карьере начинают сдвигаться, страиваться рабочие уступы и в центре рабочей зоны интенсивно формируется нерабочий борт.

Для примера возьмем карьер, обрабатывающий крутопадающую рудную залежь (см. рис.14). Конечная глубина карьера 255 м (17 уступов высотой 15 м), развитие работ идет по рациональному направлению N_0 со стабильной производительностью по горной массе 4,7 млн м³/год.

Сначала работы проводились в соответствии с проектом при скорости углубки 12 м/год. Когда работы опустились на глубину $H_1 = 120$ м (горизонт 8), рабочий борт карьера H_1CB имел угол откоса 20° (рис.48). Затем было решено прекратить вскрышные работы на верхних трех горизонтах (точка C) и продолжать разрабатывать нижние горизонты, сохранив угол откоса рабочего борта 20°.

В соответствии с законом о соразмерном развитии горных работ на смежных рабочих уступах, начиная с глубины H_1 , под углом $\delta = 38^\circ$ начал формироваться нерабочий борт CEH_3 со скоростью

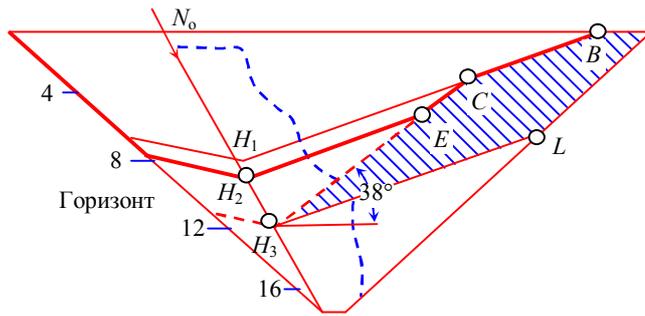


Рис.48. Возникновение в карьере временно нерабочего борта CEH_3

$$h_6 = \frac{v}{\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \delta} = \frac{40}{\operatorname{ctg} 20^\circ - \operatorname{ctg} 38^\circ} = 27,2 \text{ м/год,}$$

где $v = 12(\operatorname{ctg} 20^\circ + \operatorname{ctg} 60^\circ) = 12(2,75 + 0,58) = 40$ м/год.

К моменту, когда глубина карьера достигла $H_2 = 135$ м, высота ВНБ составила уже 32 м. Возникла ситуация, при которой ВНБ будет сформирован с точки E (на глубине 77 м) до глубины $H_3 = 180$ м за время $T = (180 - 77)/27,2 = 3,78$ года.

Ясно, что добычу руды тогда придется прекратить. Руководство карьера начало искать пути выхода из создавшегося положения и доработки карьера до запроектированной глубины.

Время, в течение которого дно карьера опустится с глубины $H_2 = 135$ м до $H_3 = 180$ м,

$$T = (180 - 135)/12 = 3,75 \text{ года.}$$

За это время необходимо ликвидировать временно нерабочий борт CEH_3 и выйти на линию откоса рабочего борта H_3L (рис.48). Необходимая скорость ликвидации борта (точка C на глубине 45 м):

$$h_{p,6} \geq (180 - 45)/3,75 = 36 \text{ м/год.}$$

При угле откоса рабочего борта в зоне разноса $\varphi = 20^\circ$ необходимо подвигать рабочие уступы со скоростью

$$v_p \geq 36(\operatorname{ctg} 20^\circ - \operatorname{ctg} 38^\circ) = 36(2,75 - 1,28) = 53 \text{ м/год.}$$

Если работают экскаваторы ЭКГ-4,6 с производительностью 0,6 млн м³/год, то длина экскаваторных блоков

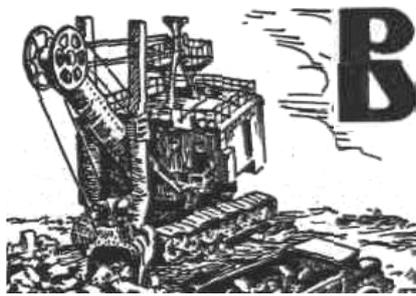


Кто от камня сего прямо поедет – сам погибнет и коня сгубит. Кто влево поедет – конь цел будет, а сам погибнет. Кто вправо поедет – сам выживет, а коню пропасть.

Русская сказка

Глава 6. ПРИНЯТИЕ РЕШЕНИЙ

6.1. Общие положения



В процессе проектирования и планирования работы карьера, как, впрочем, и других объектов, наблюдаются три качественно различных периода:

- период сбора и анализа исходных данных;
- период разработки вариантов решений возникших задач на основе использования различных методов;

• период принятия решений.

На последнем этапе очень высока степень ответственности инженера, принимающего решение, так как в период эксплуатации карьера неверные решения далеко не всегда могут быть компенсированы без потерь.

В процессе разработки решений мы имеем дело с двумя группами исходных данных: геологическими и технико-экономическими. Геологические материалы указывают, что в недрах земли имеются в определенном количестве интересующие нас полезные ископаемые. Их количество указано в геологическом отчете, и все расчеты основываются на этих данных. Но являются ли они точными? Конечно, нет!

Для реализации наших решений мы принимаем для расчета параметры различных машин и механизмов, их производительность, определяем количество трудящихся, подсчитываем затраты денежных средств и возможную прибыль. Результаты этих расчетов также приближительны.

Как известно, степень достоверности геологических данных в настоящее время оценивается так называемой категорией разведанности. Основных категорий четыре: А, В, С₁, С₂. Каждая из категорий обладает определенным уровнем погрешности. Но ни в одном отчете этот уровень не указывается.

На основании исследований В.М.Крейтера можно считать в среднем погрешность категории А равной 15 %, категории В – 30 %, категорий С₁ и С₂ – соответственно 50 и 75 %. Конечно, и эти данные ориентировочны.

В контуры карьера попадают полезные ископаемые разной категории разведанности. Тогда возможная средняя ошибка в подсчете количества запасов

$$\varepsilon_0 = k_A \varepsilon_A + k_B \varepsilon_B + k_{C_1} \varepsilon_{C_1} + k_{C_2} \varepsilon_{C_2},$$

где ε_A , ε_B , ε_{C_1} , ε_{C_2} – возможные погрешности по категориям; k_A , k_B , k_{C_1} , k_{C_2} – доли запасов по категориям.

Следует помнить, что фактическое количество запасов мы не знаем и не узнаем никогда. Даже после окончания разработки мы знаем только то количество, которое мы добыли, и не знаем, что потеряли. Так, в Криворожском бассейне одно из железорудных месторождений было «полностью» отработано подземным способом и считалось, что потеряно всего 17 % руды. Но затем на том же месторождении был построен карьер и добыто столько же руды, сколько и из шахты. Аналогичные случаи произошли на месторождениях Кольского полуострова и в Норильске.

Очень плохо обстоит дело с оценкой точности технико-экономических данных. Относительно серьезные данные есть только о работе экскаваторов. Предлагается считать, что при прогнозе на 10-15 лет ошибка технико-экономических расчетов составит около 15 %, а на 20-30 лет – около 30 %.

6.2. Риск

Любое принимаемое для карьера решение содержит в себе элемент неопределенности и потому связано с риском. Считается, что риск – это опасность невыполнения принятых решений в условиях неопределенности исходных данных или (в другой редакции) действие наудачу в надежде на счастливый исход. Уровень (мера) риска

$$R(A) = 1 - p(A),$$

где $p(A)$ – вероятность выполнения решения по фактору A .

Если считать, что в решении участвуют два фактора, то общий риск

$$R(A) = R(V) + R(Q) - R(V)R(Q), \quad (13)$$

где $R(V)$ и $R(Q)$ – риск неподтверждения геологических и технико-экономических данных соответственно.

Предположим, что показатель A , по которому нужно принять решение, в силу неопределенности изменяется от A_0 до A_5 при математическом ожидании A_m и имеет нормальное распределение (рис.50). Если принято решение A_i (точка F), то уровень риска

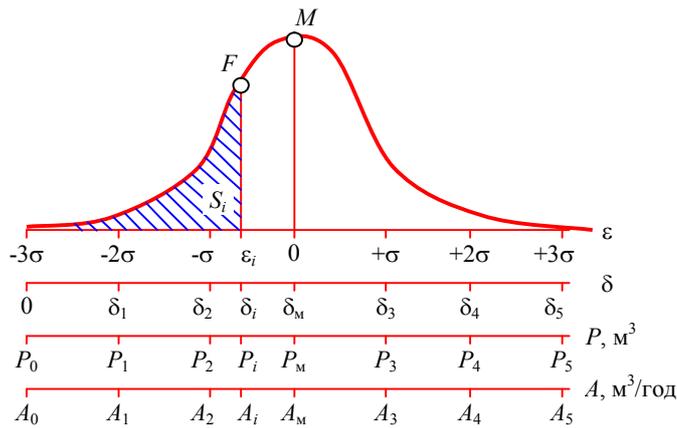


Рис.50. Кривая нормального распределения геологических данных

$$R(A_i) = S_i / S_0,$$

где S_i – площадь под кривой распределения левее принятой точки; S_0 – общая площадь под кривой распределения.

Если ввести вторую шкалу δ , то будет соблюдаться условие

$$A_i = A_0(1 + \delta_i), \quad (14)$$

где δ_i – относительное увеличение принятого показателя по сравнению с A_0 .

Существуют две разновидности риска. Есть риск, связанный с граничным ущербом. Например, борт карьера может стоять или обрушиться, ракета может попасть или не попасть в цель и т.д. Вторая разновидность риска связана с монотонным изменением ожидаемого результата, например производительности карьера или запасов руды. Если уровень риска завышен, то карьер не прекратит работу, но не выйдет на заданную производительность. При завышенном уровне риска при оценке запасов руды добыча ее не прекратится, но на заданном горизонте ее может не оказаться в ожидаемом объеме.

Рискуя, желательно учитывать следующее:

- сознательно рисковать полезно лишь в тех случаях, когда возможен успех (наудачу);
- ожидаемый результат не является однозначным, а носит случайный характер (случайный исход).

Если на основе геологических данных о категориях разведанности определена возможная ошибка в запасах руды, то на основе правила трех сигм можно найти среднее квадратическое отклонение $\sigma = \varepsilon_0/3$ и срединное отклонение $E = 0,67\sigma$.

Для нормального распределения можно определить уровень риска при известном значении σ и E и соответствующие значения показателя A :

$$\begin{aligned} R = 0; & \quad A_i = A_0 = A_M(1 - 3\sigma); \\ R = 2,3\%; & \quad A_i = A_0(1 - 2\sigma)/(1 - 3\sigma) = A_M(1 - 2\sigma); \\ R = 15,9\%; & \quad A_i = A_0(1 - \sigma)/(1 - 3\sigma) = A_M(1 - \sigma); \end{aligned}$$

$$R = 25,0\%; \quad A_i = A_0(1 - E)/(1 - 3\sigma) = A_M(1 - E);$$

$$R = 50,0\%; \quad A_i = A_0/(1 - 3\sigma) = A_M;$$

$$R = 75,0\%; \quad A_i = A_0(1 + E)/(1 - 3\sigma) = A_M(1 + E).$$

Из формулы (14) следует, что с увеличением δ_i увеличивается риск (табл. 14).

Таблица 14

Значения коэффициента δ_i

$\varepsilon, \%$	σ	Уровень риска $R, \%$					
		0	2,3	15,9	25,0	50,0	75,0
15	0,05	0	0,059	0,118	0,137	0,176	0,216
21	0,07	0	0,089	0,177	0,206	0,266	0,326
24	0,08	0	0,105	0,211	0,245	0,316	0,387
30	0,10	0	0,143	0,286	0,332	0,429	0,525
42	0,14	0	0,241	0,483	0,561	0,724	0,887
45	0,15	0	0,273	0,545	0,634	0,818	1,002
51	0,17	0	0,347	0,694	0,807	1,041	1,275

6.3. Рациональный уровень риска

Установление рационального уровня риска должно производиться с учетом оценки взаимодействия экономических и психологических (конъюнктурных) последствий риска. Применительно к производительности карьера есть два метода решения этой сложной задачи:

- с применением математической теории игр [2, 5], предложенный Д.И.Шитовым;
- с использованием метода психологического подхода, применяющегося в страховых компаниях, военном деле и интерпретированного для применения в горной науке [2, 5, 8].

Первый метод требует очень большого количества вероятностных данных и сложных и трудоемких расчетов. Второй более прост и дает довольно надежные результаты.

Введем в рассмотрение функцию опасения последствий увеличения риска [5, 8]. В зависимости от отношения к риску (смелому, равному, осторожному) и убеждения, что риск отсутствует вовсе, – эта функция принимает следующие значения:

$$\Pi(\delta_c) = a(1 - e^{-\delta}); \quad \Pi(\delta_p) = a\delta; \quad \Pi(\delta_o) = a(e^\delta - 1); \quad \Pi(\delta = 0) = 0,$$

где a – коэффициент, можно принимать $a = 1$; δ – относительное увеличение принимаемого значения показателя A_i по сравнению с A_o , аналогичное δ_i в формуле (14).

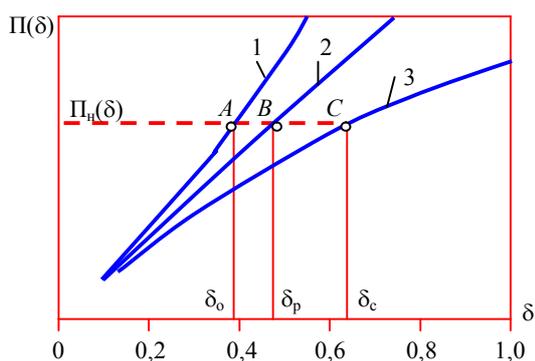


Рис.51. Функция опасения последствий риска при осторожном (1), равном (2) и смелом (3) отношении к риску

Если определено значение δ_c при смелом отношении к риску, то остальные значения δ_i можно определить либо аналитически, либо на основе графика (рис.51): на графике находят точку C и проводят горизонтальную линию, которая определяет значения δ_p (точка B) и δ_o (точка A).

Аналитическое определение коэффициентов при известном значении среднего квадратического отклонения σ производится в следующем порядке:

- рассчитывается коэффициент $\delta_c = 1/(1 - 3\sigma) - 1$ и численное значение функции при смелом отношении к риску $\Pi(\delta_c) = 1 - e^{-\delta_c}$;
- вычисляется $\delta_p = \Pi(\delta_c)$ при равном отношении к риску;

• вычисляются $\Pi(\delta_o) = \Pi(\delta_c) = e^{\delta_o} - 1$ или $e^{\delta_o} = \Pi(\delta_c) + 1$;
 $\delta_o = \ln[\Pi(\delta_c) + 1]$ при осторожном отношении к риску.

Например, пусть ошибка подсчета запасов оказалась равной 42 %. Тогда $\sigma = 0,14$, $\delta_c = 1/(1 - 3 \cdot 0,14) - 1 = 0,724$;
 $\Pi(\delta_c) = 1 - e^{-0,724} = 0,515$. При равном отношении $\delta_p = 0,515$, а при осторожном $\delta_o = \ln(0,515 + 1) = 0,415$.

Предположим, что мы проектируем железорудный карьер, конечные контуры которого и производительность определены на основе геологических запасов, т.е. с риском 50 %. Запасы руды в карьере 164 млн м³ подсчитаны по категориям В и С₁ с ошибкой ±39 %, запасы горной массы 400 млн м³; обеспеченность запасами 20 лет; производительность по руде 8,2 млн м³/год. Расчетные показатели приведены в **табл.15**. Примем $\delta_c = 0,64$; $\delta_p = 0,473$; $\delta_o = 0,387$. Тогда получим следующие данные:

δ_i	0,640	0,473	0,387	0
A_p , млн м ³ /год	8,2	7,4	6,9	5,0
R , %	50	21,8	11,5	0

Вычислить уровень риска можно интерполяцией по табл.14 или с помощью коэффициента $\Delta = 3(1 - \delta_i/\delta_c)$ по **табл.16**.

Таблица 15

Показатели работы карьера в зависимости от уровня риска

Показатель	R , %					
	0	2,3	15,9	25,0	50,0	75,0
Запасы руды, млн м ³	100	121,4	142,7	149,6	164,0	178,4
Производительность, млн м ³ /год:						
по руде	5,0	6,07	7,13	7,48	8,20	8,92
по вскрыше	16,8	15,6	14,3	13,8	13,0	12,1
Коэффициент вскрыши, м ³ /м ³ :						
средний	3,00	2,31	1,80	1,67	1,44	1,25
эксплуатационный	3,36	2,60	2,00	1,84	1,58	1,36
Коэффициент δ_i	0	0,21	0,43	0,50	0,64	0,78

Уровень риска в зависимости от коэффициента Δ

Δ	$R, \%$	Δ	$R, \%$	Δ	$R, \%$
0,1	46,02	1,1	13,57	2,1	1,786
0,2	42,07	1,2	11,51	2,2	1,391
0,3	38,21	1,3	9,68	2,3	1,072
0,4	34,46	1,4	8,08	2,4	0,820
0,5	30,85	1,5	6,68	2,5	0,621
0,6	27,43	1,6	5,48	2,6	0,466
0,7	24,2	1,7	4,46	2,7	0,347
0,8	21,19	1,8	3,59	2,8	0,255
0,9	18,41	1,9	2,87	2,9	0,187
1,0	15,87	2,0	2,28	3,0	0,135

Так как запасы разведаны только по категориям В и С₁ и месторождение железорудное, несложное по условиям залегания, то можно ориентироваться на ровное отношение к риску. Тогда показатели карьера будут следующими:

- расчетные запасы руды 148 млн м³;
- средний коэффициент вскрыши 1,7 м³/м³;
- производительность по руде 7,4 млн м³/год;
- эксплуатационный коэффициент вскрыши 1,89 м³/м³;
- производительность по вскрыше 14,0 млн м³/год;
- производительность по горной массе 21,4 млн м³/год;
- уровень риска 22 %.

Примем риск неподтверждения технико-экономических данных $R(Q) = 0,25$, тогда общий риск проектных решений по формуле (13)

$$R(A) = 0,22 + 0,25 - 0,22 \cdot 0,25 = 0,415.$$

Чтобы определить отношение к риску, нужно всесторонне оценить ситуацию: учесть разведанность месторождения, сложность формы рудных тел, рельеф местности, климат, удаленность месторождения от освоенных районов и т.д. Ясно, что здесь нужны специалисты высокой квалификации.

Интересное исследование применительно к планированию хозяйственных объектов провели венгерские ученые [16]. Они предложили использовать коэффициент риска z (см. рис.50):

$$z = S_i / (S_0 - S_i) .$$

Считают, что попадание фактической реализации показателей в область левее принятого значения A_i приведет к отрицательным последствиям, а правее – к положительным. Между коэффициентом риска и уровнем риска существует простая связь:

$$z = R / (1 - R); \quad R = z / (1 + z) .$$

Венгерские ученые разработали для оценки хозяйственного риска шкалу, которую мы дополнили значениями уровня риска (табл.17).

Таблица 17

Шкала оценки хозяйственного риска

Отношение к риску	Коэффициент риска z	Уровень риска R
Пессимистическое	0,0-0,2	0,0-16,7
Осторожное	0,2-0,4	16,7-28,6
Со средней степенью риска	0,4-0,6	28,6-37,5
Рискованное	0,6-0,8	37,5-44,4
С высокой степенью риска	0,8-1,0	44,4-50,0
Азартное	1,0-1,2	50,0-54,6

6.4. Последствия принятых решений

Попробуем оценить последствия наших решений, в которых мы учитывали уровень риска. К сожалению, в геологических отчетах не указываются возможные ошибки подсчетов и что именно принято в качестве объема запасов – математическое ожидание или меньшая величина.

Есть некоторые основания считать, что запасы, подсчитанные в СССР, соответствуют меньшей величине математического

ожидания. Слишком велика была опасность неподтверждения запасов. Многие геологи за такие ошибки заплатились свободой.

В первом приближении, когда определены контуры карьера и подсчитаны объемы всех полезных ископаемых и пустых пород на основе геологических данных, эти данные можно считать математическим ожиданием.

Для повышения надежности проектных решений опытные проектировщики иногда создают резервы при определении конечных границ карьера: несколько занижают его глубину по сравнению с допустимой. При поэтапной разработке карьерного поля во время работ первого этапа идет фактическая проверка надежности запасов. И можно учесть ее результаты при переходе ко второму этапу.

При разработке однородного месторождения с одним полезным ископаемым средний коэффициент вскрыши

$$n_m = V_m / P_m,$$

где P_m и V_m – математическое ожидание запасов руды и пустых пород в контурах карьера соответственно, м³.

Если, уменьшая уровень риска, расчетное значение запасов снизили до $P_i < P_m$, то, при сохранении объема горной массы в контурах карьера, коэффициент вскрыши увеличится:

$$n_i = V_i / P_i$$

или с учетом коэффициента δ_i

$$n_i = \frac{n_m + 1}{(1 + \delta_i)(1 - 3\sigma)} - 1.$$

Соответственно выход руды уменьшится и придется увеличить производительность карьера по вскрышным породам. Производительность карьера по горной массе может остаться неизменной.

Риск напрямую связан с экономическими результатами проекта. Чем меньше риск, тем выше надежность проекта, но ниже его показатели. Если риск завышен, то экономические показатели проекта не будут реализованы.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Арсентьев А.И.* Определение производительности и границ карьеров. М.: Недра, 1970.
2. *Арсентьев А.И.* Определение главных параметров карьера / А.И.Арсентьев, О.В.Шпанский, Г.П.Константинов, В.Л.Бложе. М.: Недра, 1978.
3. *Арсентьев А.И.* Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М.: Недра, 1981.
4. *Арсентьев А.И.* Законы формирования рабочей зоны карьера / Ленинградский горный ин-т. Л., 1986.
5. *Арсентьев А.И.* Развитие горных работ в карьерном пространстве / Ленинградский горный ин-т. Л., 1991.
6. *Арсентьев А.И.* Проектирование горных работ при открытой разработке месторождений / А.И.Арсентьев, Г.А.Холодняков. М.: Недра, 1994.
7. *Арсентьев А.И.* Показатели и параметры карьера при работе со стабильной производительностью по горной массе / А.И.Арсентьев, Р.А.Тихонов // Горный вестник. 1998. № 2.
8. *Арсентьев А.И.* Диалоги о горной науке / Санкт-Петербургский горный ин-т. СПб, 1999.
9. *Арсентьев А.И.* Вскрытие и системы разработки карьеров: Сборник задач. СПб, 1999.
10. *Арсентьев А.И.* Динамика параметров и показателей карьера в процессе работы со стабильной производительностью по горной массе / А.И.Арсентьев, Т.А.Проломова, Р.А.Тихонов // Изв. вузов. Горный журнал. 2001. № 1.
11. *Борисов Д.Н.* Определение направления углубки при поэтапном развитии горных работ в карьере: Автореф. канд. дис. / Санкт-Петербургский горный ин-т. СПб, 2000.
12. *Городецкий П.И.* Проектирование горно-рудных предприятий. М.: Металлургиздат, 1963.
13. *Кузнецов И.А.* Основные расчеты при разработке рудных месторождений. М.: Горгеолгиз, 1932. Ч.1 и 2.
14. *Слуцман Л.А.* Исследование и разработка методов определения направления углубки карьера в условиях крутопадающих месторождений: Автореф. канд. дис. / Ленинградский горный ин-т. Л., 1974.
15. *Хан Г.* Статистические модели в инженерных задачах / Г.Хан, С.Шапиро. М.: Мир, 1969.
16. *Хозяйственный риск и методы его измерения.* М.: Экономика, 1979.
17. *Хохряков В.С.* Поэтапное развитие горных работ на карьерах / В.С.Хохряков, П.Т.Цереншиков / ЦНИИ МЦМ. М., 1968.
18. *Шатуев В.И.* Определение параметров поэтапной открытой разработки крутопадающих месторождений в условиях перехода к рыночной экономике: Автореф. канд. дис. / Санкт-Петербургский горный ин-т. СПб, 1992.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	3
Глава 1. Законы формирования рабочей зоны карьера.....	5
1.1. Общие соображения.....	5
1.2. Закон динамичности рабочих слоев.....	6
1.3. Закон соразмерного развития горных работ на смежных рабочих уступах.....	12
1.4. Закон взаимосвязи скоростей понижения горных работ и подвигания рабочих уступов.....	15
Глава 2. Горно-геометрическое моделирование горных работ.....	23
2.1. Общие замечания.....	23
2.2. Рациональное направление углубки карьера (графоаналитический метод).....	24
2.3. Моделирование горных работ.....	32
Глава 3. Производительность карьера по руде.....	35
3.1. Общие замечания.....	35
3.2. Производительность карьера по руде при стабильных скорости углубки и угле откоса рабочего борта.....	36
3.3. Стабилизация производительности по руде.....	38
Глава 4. Производительность карьера по горной массе.....	43
4.1. Общие соображения.....	43
4.2. Производительность карьера по горной массе при постоянных угле откоса рабочего борта и скорости понижения горных работ.....	44
4.3. Стабилизация производительности по горной массе при постоянном угле откоса рабочего борта.....	45
4.4. Стабилизация производительности карьера по горной массе при постоянной скорости углубки.....	46
4.5. Стабилизация рудных потоков.....	50

Глава 5. Производительность карьера при поэтапной отработке карьерного поля	52
5.1. Общие соображения	52
5.2. Порядок работ при отработке карьерного поля в два этапа и горно-геометрическое моделирование первого этапа	53
5.3. Производительность по горной массе при постоянных скорости углубки и угле откоса рабочего борта	55
5.4. Стабилизация производительности по горной массе при постоянной скорости углубки карьера	57
5.5. Стабилизация потока руды	61
5.6. Преимущества работы в два этапа	62
5.7. Регулирование показателей поэтапной разработки	63
5.8. Порядок расчета производительности по горной массе	67
5.9. Реконструкция карьера путем увеличения конечной глубины	69
5.10. Возобновление нормальной работы карьера, в котором возник временно нерабочий борт	70
Глава 6. Принятие решений	73
6.1. Общие положения	73
6.2. Риск	75
6.3. Рациональный уровень риска	77
6.4. Последствия принятых решений	81
Библиографический список	83